



UNIVERSIDAD NACIONAL MAYOR DE SAN MARCOS

FACULTAD DE QUÍMICA E INGENIERÍA QUÍMICA

EAP. DE INGENIERÍA QUÍMICA

**Metodología para la evaluación de planta concentradora
de minerales Mesapata (UNASAM) Corporación Minera
Toma La Mano S.A.**

MONOGRAFÍA

Para optar el Título de Ingeniero Químico

AUTOR

Armando Audie Ataman Aguirre

LIMA – PERÚ
2010

TABLA DE CONTENIDO

	Pág.
I.- RESUMEN	1
II.- INTRODUCCION	3
III.- HISTORIA	5
IV.- FUNDAMENTOS TEORICOS	7
A.- Trituración y Molienda.	7
B.- Flotación.	9
C.- Reactivos de flotación.	16
V.- OPERACIONES Y PROCESAMIENTO	21
A.-Sección Chancado y Trituración.	21
B- Sección Molienda Clasificación.	22
C.-Sección Flotación.	24
D.-Sección Filtro.	26
E.-Sección Laboratorio.	26
F.-Suministro de agua.	35
VI.- EJEMPLO DE CALCULOS	37
A.-Circuito Chancado trituración	37
B.-Circuito Molienda-Clasificación.	40
C.-Circuito Flotación.	38
D.-Costo y valor de mineral	41
VII.- CONCLUSIONES	45
VIII.- RECOMENDACIONES	46
IX.- BIBLIOGRAFIA	47
X.- ANEXOS	48

I.-RESUMEN.

El presente informe se basa de mi la labor efectuada en Cía. Minera Toma La Mano S. A.. En esta se describe y evalúa el proceso de flotación del mineral extraído de mina de la compañía. El proceso de flotación es llevado a cabo en la Planta concentradora Mesapata (administrada por la UNASAM) ubicada en el distrito de Cátac, provincia de Recuay, departamento de Ancash. La planta procesa 200 TM/día de mineral de galena, esfalerita, pirita, marmatita, arsenopirita, etc. Se procesa dos tipos de mineral: sulfuro y óxido, que se flotan por separado.

La planta concentradora Mesapata entró en operación el año 1982 y dejó de operar en 1992. La UNASAM le da la administración por un año a Cía Minera Toma la Mano que rehabilita la planta que estuvo inoperativo por varios años, por lo que se hizo las evaluaciones de capacidades en todos los circuitos de la planta. Toma la Mano flota su mineral en plantas recién a partir del año 1998. Anteriormente Toma La Mano sólo extraía mineral de primera y segunda que comercializaba directamente. El mineral traído de mina, ingresa al circuito de chancado y trituración, la clasificación se realiza en una zaranda vibratoria. El producto de malla -3/4 va a la tolva de finos que alimenta al circuito de molienda-clasificación y la pulpa de mineral formada es alimentada al circuito de celdas de flotación para que mediante flotación por espuma obtener los concentrados de Plomo y Zinc. Mientras que el relave es depositado en cancha de relave. El concentrado de plomo contiene alta ley de plata.

En el presente se evalúa las capacidades en los circuitos tanto de trituración, molienda y flotación, así como la determinación del work index del mineral para evaluar el consumo de energía en la conminución del mineral. Mediante análisis granulométrico se hace los balances de materia tanto de sólidos como de agua. El agua que utiliza la planta proviene del deshielo de una parte de la cordillera blanca y filtraciones, que a través de canal abierto llega a la planta concentradora y que en su trayectoria se comparte con los ganaderos y agricultores de la zona. El agua proveniente es apta para planta concentradora, agricultura, ganadería y consumo humano. En la planta el agua utilizada es reciclada (recirculada) por sistema de drenaje del Relave, dando al proceso sostenibilidad y el consumo de agua fresca de reposición es mínima.

En el presente también se hace el análisis de costo de tratamiento \$/ TMS de mineral alimentado a la planta concentradora, así como se determina el costo y valor del mineral. Siendo el objetivo principal de la flotación, obtener un beneficio económico, que redunde en bien de la pequeña minería y de un aliento a la inversión. Los concentrados de plomo y zinc producidos son transportados a Lima para su comercialización. El comprador es CORMIN S.A., que de acuerdo a lo estipulado en un contrato de compraventa de concentrados se procede a dar valor a dichos concentrados.

II.-INTRODUCCION

La mina Toma la Mano opera desde 1936, extrayendo mineral con contenido de plomo, zinc y plata. Al irse disminuyendo la cantidad de mineral de primera y segunda, en estos últimos años esta extrayendo mineral para planta llevándose a cabo el proceso de flotación en plantas del departamento de Ancash, mediante contrato de tonelaje a tratar pagándose el precio de tratamiento por tonelada. El año 2005 la Cía, recibe en administración por un año la planta Concentradora Mesapata perteneciente a la Universidad Nacional Santiago Antunez de Mayolo (UNASAM) Para ello tuvo que hacer las evaluaciones de capacidad de tratamiento y comportamiento del mineral en todos los circuitos de dicha planta.

Se tiene reservas de mineral óxido y sulfuro en la mina, que son aptos para planta. En el mineral óxido se tiene una considerable ley de plata, que por el elevado contenido de zinc, no es posible su lixiviación; pero se tiene en mina reservas de mineral lixiviable.

El consumo de energía en el proceso de conminución del mineral está en función al Work Index del mineral, por lo que es importante su determinación. Además que la dureza del mineral produce desgaste de medios de molienda y equipos.

La planta concentradora Mesapata esta ubicada al noroeste de la ciudad de Cátaç, a diez minutos en vehículo. El agua que se utiliza es de recirculación del 85% de las aguas drenadas del relave y de reposición por pérdidas es del agua que proviene del deshielo de un sector de la cordillera blanca siendo ésta apta para planta así como para consumo. Dando sostenibilidad al proceso. En los meses de junio a setiembre se ausenta las lluvias, por tanto los ganaderos, agricultores y piscicultores del lugar tienen que hacer uso de un mayor caudal del canal de agua que proviene del deshielo, restringiéndose su uso. Esto puede afectar a la planta, pues se emplea un flujo de reposición de agua fresca que por evaporación, filtración y consumo doméstico en la planta, se debe reponer. Por lo que es un factor importante la ubicación y capacidad de una planta, para saber la cantidad de agua disponible y mínima requerida por la planta.

El mineral a ser flotado, luego de obtenido una muestra representativa, esta es sometida a una prueba metalúrgica llevada a cabo por un metalurgista, con el propósito de ver el

comportamiento del mineral con los reactivos y mediante balance metalúrgico, determinar la cantidad de concentrados a obtenerse. Teniéndose estos datos, se procede a hacer la valorización de los concentrados de acuerdo al contrato de compraventa realizado con el comprador y finalmente, obtener el valor de los concentrados y que deduciendo los costos de tratamiento y explotación del mineral se obtiene el beneficio económico por TMS de mineral extraído.

La Mina Toma la Mano se encuentra dentro del parque nacional Huascarán y que lleva a cabo sus trabajos y fue amparada antes de la creación del parque. Las minas encontradas después de la creación del parque, están prohibidas a realizar sus trabajos, pues eso establece las normas internacionales de conservación de los recursos naturales y de biosfera. Esto limita los trabajos de expansión que pudiera realizar Toma la Mano. Debemos saber que en el parque nacional Huascarán existen más de 200 minas que fueron amparadas y que no pueden realizar sus trabajos, por las prohibiciones vigentes.

Nuestro país es el segundo productor de plata en el mundo, la minería da trabajo y genera divisas, es también dicha actividad de acción descentralizadora, la que conlleva al desarrollo de las comunidades así como por las infraestructuras que se llevan acabo. Se debería implementar políticas de gobierno para ayudar en su explotación.

III.-HISTORIA.

La zona de Quebrada Honda en el distrito de Marcará Provincia de Carhuaz, departamento de Ancash es una de las de mayor nivel de actividad minera en el Callejón de Huaylas, existiendo minas de pequeña y microminería de polimetálicos, es decir, minas que extraen decenas de toneladas por día mediante minado subterráneo. Los minerales generalmente tienen buena ley y comercializado directamente, mientras que el mineral que circunda las vetas ricas es transportado a las plantas concentradoras de Santa Rosa (Jangas) y Mesapata (Cátac), en donde se obtienen concentrados de plomo, plata y zinc. El mineral es llevado hacia plantas que se encuentran más cercanas a la zona de Huaraz la capital del departamento.

Es importante mencionar que algunas de las minas de este distrito se encuentran situadas dentro de lo que es hoy el Parque Nacional del Huascarán o situadas en la zona de contención que rodea el parque. Estas minas siguen en funcionamiento o cuentan con denuncios activos debido a que la ley permitió que aquellos denuncios otorgados antes de la creación del Parque podían seguir funcionando. Sin embargo, su ubicación limita legalmente la capacidad de crecimiento de las minas.

La mina Toma la Mano está ubicada en el Cerro Pacllash, margen derecha de la Quebrada Honda en el distrito de Marcará Provincia de Carhuaz. Titulada el 10 de enero del 1936 por los esposos Cornelio Aguirre Briceño y María Arteaga Ríos, desde el cual está en operación. Al inicio se explotaba artesanalmente y en pequeña escala pues solo de extraía mineral de primera con leyes de Ag 600 onz7TC y era transportado en sacos de 60 Kg mediante acémilas a la ciudad de Chacas provincia de Asunción-Ancash, de donde era enviado con camiones a la ciudad de Lima por la ruta Huari.

La Mina Toma La Mano se encuentra a 4,500 msnm y su acceso desde Huaraz se realiza por 32 Km de carretera asfaltada (Huaraz-Marcará-Vicos) y 25Km. de carretera de herradura (Vicosmina). La mina cuenta con cuatro zonas mineralizadas que contiene mineral polimetálico de alta ley. Los contenidos de plata fluctúan de 1.57 hasta 143.48 onza Ag/TC, los de plomo desde 0.48 hasta 18.41% y los de zinc desde 0.70 hasta 9.18%.

La mina Toma La Mano se viene explotando desde 1936. En un inicio, esta mina se explotaba discontinuamente pero a partir de la década de los ochenta, se hicieron una serie de inversiones que han permitido que la mina sea explotada regularmente. Al principio de su explotación, el mineral extraído era vendido directamente a la fundición dada su riqueza. Al haber disminuido el mineral de alta ley, el mineral de segunda y tercera, se está llevando a plantas para producir concentrados.

La producción actual es de 2.500 TM mensual, lo que equivale a 85 TM/día. Este mineral se procesa en la planta de Mesapata. En la medida de lo posible, esta producción se complementa con mineral de más alta ley que no necesita pasar por planta. Sin embargo, debido al agotamiento de las vetas de alta ley, el plan de minado está basado en el mineral destinado a planta.

La mina tiene 5 niveles de explotación en los que trabajan alrededor de 100 mineros. La mayor parte de ellos, alrededor del 70%, son de la comunidad de Vicos; un 25% son de Chacas de la provincia de Asunción y el 5% restante viene de otras zonas.

Toma La Mano, aunque la contratación de profesionales es bastante reciente, contrata el primer ingeniero minero en 1997 para que se haga cargo de la mina. Posteriormente, coincidiendo con el proyecto Agua para Siempre, se contrata un ingeniero ambiental para mejorar la gestión de la mina, ya para esta época la comunidad de Vicos se quejaba del impacto que tenían las minas sobre la calidad del agua. En el 2001, se contrata un geólogo para realizar una exploración más adecuada de los recursos de la mina. Finalmente, dado que ahora el mineral que están explotando está siendo tratado en planta, la empresa ha contratado a un ingeniero metalurgista. Estos contratos hacen que el nivel de eficiencia de esta operación sea superior al de las otras minas.

La empresa conoce su estructura de costos y sabe que su costo operativo está alrededor de US\$ 57 por TM explotada, pero no la utiliza como una herramienta de proyección. Actualmente Toma la Mano trata su mineral en la planta concentradora de Mesapata que antes pertenecía al Banco Minero y que luego fue transferida a la UNSAM, que es la actual propietaria.

Actualmente la compañía esta administrada por los hermanos Salvina, Cornelio y Estelita Aguirre Arteaga.

IV.-FUNDAMENTOS TEORICOS.

IV –A .-TRITURACION Y MOLIENDA

Los términos de trituración y molienda son utilizados para designar las operaciones de subdivisión de sólidos por medios mecánicos. Estas se realizan con frecuencia cuando la variedad de tamaños de los sólidos no son adecuados para su posterior proceso, por lo que se tiene que hacer una clasificación por tamizado.

Pese a que se utiliza un gran volumen de la maquinaria destinada a la trituración y molienda, los intentos que se han realizado para desarrollar una teoría de molienda o para coordinar la maquinaria por medio de fórmulas matemáticas han sido poco convincentes, sin embargo se desarrollaron varias teorías que no expresan en la práctica, con exactitud el comportamiento de una máquina de trituración.

Ley de Rittinger.- Postula que la energía que se requiere para una reducción de tamaño, es proporcional a la nueva área superficial creada. Esto expresado en símbolos es:

$$E_R = K(\sigma_2 - \sigma_1)$$

E_R = Energía suministrada por unidad de volumen.

K = Constante que depende del material.

σ_2 = Superficie específica final.

σ_1 = Superficie específica inicial.

X_2 = Tamaño final de la partícula después del chancado.

X_1 = Tamaño inicial de la partícula.

Luego obtenemos:

$$E_R = K \left(\frac{1}{X_2} - \frac{1}{X_1} \right)$$

Ley de Kick propone que la energía necesaria para triturar un material es proporcional al logaritmo del cociente entre el tamaño inicial y final. Esta ley dice: “la energía necesaria para triturar un material es proporcional a la disminución en el volumen”. Está dada por:

$$E_K = K \log \frac{X_1}{X_2}$$

E_K = Energía suministrada por unidad de volumen

K = Constante de correlación.

Varios investigadores, han demostrado que estas dos leyes se aplican en casos específicos de conminución. La teoría de Kick se cumple para molienda de partículas menores a un micrón o para requerimiento de energía en torneado de metales.

Por otro lado Rittinger es aparentemente válida para partículas gruesas.

Ley de Bond.- Propone nuevo método para relacionar energía – reducción de tamaño el cual desde su punto de vista es aplicado a operaciones de planta. Bond puntualiza que la conminución involucra área superficial y volumen. El trabajo requerido para romper un peso homogéneo de roca, es inversamente proporcional a la raíz cuadrada del diámetro de la partícula producida. Así entonces si designamos el tamaño del producto como P, K constante y el trabajo total de entrada como Wt (para tamaño P), podemos escribir:

$$(W_t)_p = \frac{K}{\sqrt{P}}$$

Igual diremos para alimentación F:

$$(W_t)_F = \frac{K}{\sqrt{F}}$$

Por tanto el trabajo W efectuado en KW-h por tonelada de alimentación para chancar desde el tamaño de alimento F al tamaño de producto P expresados en micrones, escribiremos:

$$W = (W_t)_p - (W_t)_F = \frac{K}{\sqrt{P}} - \frac{K}{\sqrt{F}}$$

Por definición de la teoría de Bond, el término Índice de trabajo escrito como Wi es igual a los KW-h por tonelada de alimento que se requiere para romper un material desde un tamaño infinito a un tamaño promedio de 100 micrones. Para este caso tenemos:

$$W_i = \frac{K}{\sqrt{100}}$$

Entonces podemos decir si conocemos W para cualquier reducción de tamaño dado de F a P, entonces podemos calcular Wi. Luego tenemos:

$$W = W_i \left(\frac{10}{\sqrt{P}} - \frac{10}{\sqrt{F}} \right)$$

Al tamaño de producto P mencionado en la teoría de Bond se le puede llamar módulo de tamaño, el cual es definido por Taggart como el tamaño 80% pasante en una curva de análisis de malla, esto quiere decir que P es el tamaño de partícula tal que teóricamente el 80% del peso de la familia de partículas son más pequeñas que este tamaño, finalmente tomando F_{80} y P_{80} en micrones del gráfico Gaudin-Schumann tenemos:

$$W = W_i \left[\frac{10}{\sqrt{P_{80}}} - \frac{10}{\sqrt{F_{80}}} \right]$$

IV-B.-FLOTACIÓN

En el proceso de flotación, se obtiene adhesión entre las superficies de las partículas minerales recubiertas y las burbujas de aire, las cuales se hallan subiendo a través de la pulpa. La burbuja provee suficiente flotabilidad para originar que las partículas suban y formen una espuma razonablemente estable, que pueda ser extraída por espumación. Los pasos que conforman la operación unitaria de flotación son:

1. El mineral es molido en agua a aproximadamente malla 48 (297 micrones).
2. La pulpa formada de este modo es diluida con agua a una consistencia entre 25 y 45% de sólidos por peso.
3. Pequeñas cantidades de surfactantes químicos son adicionados a la pulpa para modificar las superficies de minerales determinados.
4. Otro reactivo específicamente escogido, se adiciona para actuar sobre el mineral que se desea recuperar por flotación. El cubre la partícula mineral con una superficie aerofílica.

5. Luego se adiciona otro reactivo, el cual ayuda a establecer una espuma estable en la superficie.
6. La pulpa químicamente tratada en un depósito apropiado, tiene aire introducido por agitación o por la adición directa de aire a baja presión.
7. El mineral como parte de la espuma, sube hacia la superficie de donde es extraído. La pulpa empobrecida, pasa a través de una serie de celdas, con el objeto de proveer tiempo y oportunidad a las partículas minerales para contactar burbujas de aire y puedan ser recuperadas en la espuma.

La flotación es un fenómeno superficial. Una partícula aerofílica en un sistema de flotación es aquella que es fuertemente atraída a una interfase de aire; por otro lado una partícula hidrofílica en el mismo medio ambiente, tiende a permanecer cubierta con agua. Las condiciones diferenciales que promueven la separación de partículas aerofílicas de partículas hidrofílicas, son fenómenos de superficie.

HIDRATACION.- Cuando una partícula mineral enlazada iónicamente es recientemente rota, su capa superficial se carga donde quiera que la celda iónica haya sido partida. Ella al mismo tiempo extrae de su medio ambiente, compuestos, iones o complejos para reducir su potencial eléctrico. A esto se le llama adsorción. Si una partícula está rodeada por aire o agua, los átomos superficiales parcialmente balanceados, son atraídos hacia cualquier átomo en el sistema externo, el cual podría ayudar para compensar los enlaces rotos en conminución. Si las fuerzas que mantienen un átomo en la celda son menores que las fuerzas que atraen al átomo a través de la interfase, el puede migrar desde el sólido a la fase líquida. De acuerdo a la segunda ley de la termodinámica, el sistema tiende a un mínimo de energía libre y estabilidad máxima.

LA DOBLE CAPA ELECTRICA. Ningún sólido es completamente insoluble en un líquido electrolítico, como por ejemplo, un mineral en agua. Las reacciones entre moléculas de agua y varias superficies minerales no son todas iguales; esto es las energías libres de la solución varían. Como resultado de esto, el balance eléctrico en las superficies de las partículas cambia, porque la superficie mineral adquiere una carga opuesta en signo a los iones que han sido disueltos.

El incremento en la carga superficial eléctrica debido a la concentración de un tipo de ión en la superficie, comienza a obstruir el movimiento de los iones tipo migrantes desde la celda cristalina a la solución. Algunos de los iones que han pasado a la solución están

concentrados por la acción de la carga superficial en la vecindad inmediata de la cara mineral. De esta manera ocurre una separación de cargas y esta condición es llamada la capa doble eléctrica; la capa interior se debe a la superficie cargada del mineral y la capa exterior esta constituida de iones extraídos de la superficie mineral por la acción de las moléculas de agua. La capa interior de esta doble capa eléctrica se esparce solamente sobre la superficie mineral inmediata y no penetra profundamente en la fase sólida. Opuestos a esta capa interior, se cree que los iones en la capa exterior, están posicionados a alguna distancia en la fase líquida. Estos iones probablemente están dispersos hacia fuera de la superficie mineral, pero sujetos a las grandes fuerzas eléctricas, tal como existen en el agua; la concentración del ión es una función de la distancia.

Aquellos iones que se encuentran en la vecindad de la superficie mineral, están fuertemente enlazados a la superficie que si la partícula mineral se mueve, los iones también se moverán con ella. Cualquier ión que se encuentre en las capas distantes de la superficie mineral (capa difusa) tiende a separarse de la superficie sólida durante el movimiento. Como esta capa difusa es sacada de la superficie durante el movimiento, el equilibrio eléctrico del sistema es roto y se genera luego una diferencia de potencial entre el líquido y la partícula en movimiento. Esta diferencia de voltaje, llamado potencial electrocinético, se le llama el potencial zeta (ζ). La figura 1 dada por Klassen y Mokrousov, muestra una estructura idealizada de la doble capa, formada sobre una partícula de galena (PbS) suspendida en agua.

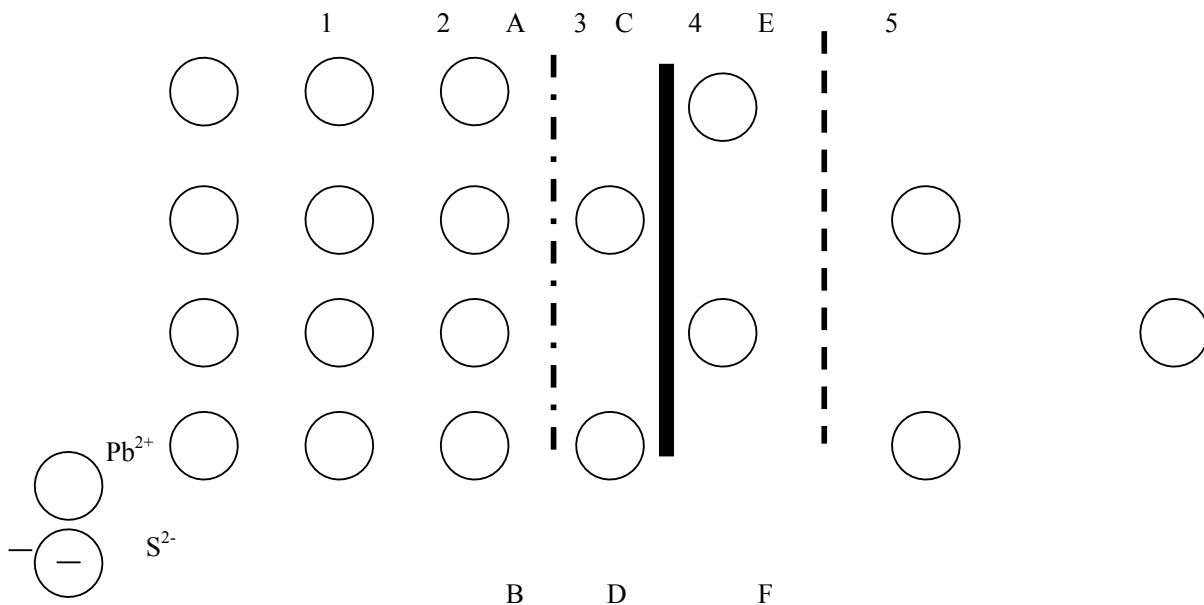


Fig. 1

Filas 1 y 2- iones no disturbados en el mineral.

AB Representa la celda no disturbada del mineral.

Fila 3 La parte de la celda de donde se extrajeron los cationes de plomo; un exceso de aniones azufre da una carga negativa a la superficie.

CD Representa el límite físico del sulfuro de plomo.

Fila 4 Representa la capa exterior ordenada de cationes Pb en el líquido.

EF Representa límite de líquido cual está fuertemente enlazado y se mueve con partícula.

Fila 5 La capa de iones difusos.

De gran importancia en el campo de la flotación, es el efecto de los reactivos orgánicos. Se muestra la reducción en el potencial zeta (ζ) debido al uso de alcoholes y ácidos grasos. Después de la adición de pequeñas cantidades de agentes activos en superficies, toma lugar la adsorción orientada de sus iones, sobre los lugares activos superficiales. En los minerales hidrofílicos la porción hidrofóbica de los compuestos activos superficiales se dirigen hacia la capa de agua. En efecto, los iones de la doble capa son parcialmente neutralizados con una reducción promedio total en la energía superficial del sólido.

El desarrollo del origen de fuerzas electrostáticas no compensadas ambas atómicas y iónicas en superficies minerales recientemente preparadas, ya han sido cubiertas en algunos detalles. Esta carga desbalanceada en la superficie, permite que tome lugar la hidratación de la superficie bajo la acción combinada del dipolo de agua y el enlace de hidrógeno de la molécula de agua. Tal hidratación de la superficie mineral, previene el contacto de la superficie de la partícula con las burbujas de aire que pueden estar presentes en su vecindad; como resultado de esto, la flotación de la partícula con las burbujas de aire que pueden estar presentes en su vecindad; como resultado de esto, la flotación de la partícula no es posible. Se ha demostrado asimismo, que la capa hidratada posee un espesor definido, a la vez que un grado remarcable de estabilidad.

ADSORCION DE REACTIVOS SOBRE LAS SUPERFICIES MINERALES.- Si una sustancia está presente en una concentración más alta en la superficie de un líquido o fase sólida, comparada a su concentración en la masa de esa fase particular, entonces se dice que la sustancia va a ser adsorbida sobre la superficie de la fase. La adsorción puede tomar lugar tanto desde un gas como de un líquido y se debe a la naturaleza innata de la sustancia que permite la formación de enlaces con la fase sobre la cual se realiza la adsorción. Generalmente el fenómeno está limitado a la superficie de la fase por las siguientes razones:

1. Las fuerzas de enlace no son lo suficientemente fuertes para ocasionar que la sustancia entre a la masa de la fase propiamente dicha.
2. Las partículas son demasiado grandes para que por si solas, penetren a la celda de la fase adsorbente.

La ecuación de adsorción de Gibbs expresa la definición de adsorción dada arriba, en la siguiente forma matemática:

$$\tau = -\frac{C}{RT} \frac{d\gamma}{dC}$$

C= Concentración total en la solución promedio o íntegra.

R= Constante universal de los gases.

T= Temperatura absoluta en grados Kelvin.

τ = exceso de concentración del soluto por cm² de superficie comparada con la concentración total.

γ = Energía interfacial (tensión superficial).

La ecuación muestra que para que una sustancia sea adsorbida en una interfase, ella debe originar una reducción en la energía superficial. Es decir:

$\frac{d\gamma}{dC}$ debe ser negativo.

A la adsorción generalmente se le identifica como uno de dos tipos física y química, a la última se le llama quemiadsorción; la adsorción física se debe a las fuerzas de Van der Waals, la cual se considera de bajo orden. Consecuentemente la desorción puede ocurrir fácilmente. Debido a que las fuerzas involucradas son de naturaleza molecular, también puede ocurrir la adsorción de capas multimoleculares. La adsorción química se debe a las fuerzas interatómicas y más particularmente a las fuerzas interiónicas. Las fuerzas de enlace en la quemiadsorción son de 20 a 50 veces más grandes que aquellas de la adsorción física.

En la adsorción física, el reactivo adsorbido mantiene su identidad química; en quemiadsorción el reactivo forma nuevos compuestos mediante reacciones de los siguientes tipos:

La quemiadsorción de un anión o catión, se favorece cuando ellos forman complejos insolubles con los cationes correspondientes de la celda de la partícula adsorbedora. Es decir los iones de azufre se adsorberán rápidamente sobre minerales que contienen cationes de metales pesados, para formar sulfuros insolubles del metal; los aniones cianuro se adsorben igualmente

bien sobre las superficies de algunos sulfuros de metales pesados; puesto que con los cationes del metal ellos forman compuestos y/o complejos de muy baja solubilidad.

Los iones que tienen radios efectivos de aproximadamente el mismo tamaño que el radio de la celda cristalina, se adsorben mejor que los iones los cuales se diferencian apreciablemente en tamaño de la celda cristalina del adsorbente. El intercambio de adsorción donde los iones en solución desplazan iones específicos en la superficie del mineral, puede tener gran importancia en la flotación. Este tipo de adsorción procede en la dirección en la que se formen compuestos más estables o menos solubles. En la quemiadsorción la cantidad total de iones que se adsorben sobre la capa exterior de la superficie del mineral, se determina principalmente por la carga sobre la superficie (desarrollada como consecuencia de la doble capa), puesto que las cargas eléctricas de ambas capas deben estar balanceadas.

Fig. 2 Representación esquemática de la doble capa eléctrica en presencia de compuestos orgánicos activos en la superficie.

- a) Adsorción como iones simples en bajas concentraciones de colector.
- b) Formación de hemicelas en concentraciones más altas.
- c) Coadsorción de iones colectores y moléculas neutras.

TENSION SUPERFICIAL DE SOLIDOS.- La flotación de un sólido depende de la relativa absorción o mojado de sus superficies por un fluido. A su vez este proceso viene gobernado por la energía de interfase, en la que la tensión interfacial es el factor decisivo. Cualquier superficie tal como la que separa el agua y el aire, se opone a su ampliación y se comporta exactamente como si se hallara en tensión. Esta tensión superficial es la que induce a las pequeñas masas de

aire en el agua a adquirir forma esferoidal y se convierte en burbujas, ya que la esfera es el cuerpo que ofrece el mínimo de superficie por unidad de volumen. La tensión interfacial puede medirse como la fuerza de resistencia que se opone a la ampliación o agrandamiento de la superficie. La suma de las fuerzas componentes de las tensiones superficiales debe ser igual a cero.

$$\gamma_{sg} = \gamma_{sl} + \gamma_{lg} (\cos \theta)$$

γ = Tensión superficial entre las fases indicadas por las letras iniciales utilizadas como subíndices.

θ = Angulo de contacto.

s = Sólido.

g = Gas.

l = Líquido.

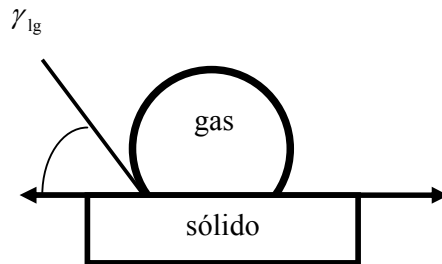


Fig. 3 Diagrama de las tensiones superficiales que intervienen en el contacto de las fases gas, líquido y sólido.

FORMACION DE BURBUJAS MINERALIZADAS. La adherencia de las partículas minerales a las burbujas de aire es la base del proceso de flotación por espuma. Todas las operaciones tales como la cominución, clasificación por tamaños, tratamientos con reactivos, agitación de la pulpa de una celda de flotación, etc.; se efectúan con el propósito de producir las condiciones adecuadas para la rápida, selectiva y fuerte adherencia de una partícula mineral a una burbuja de aire.

La adherencia de las burbujas en la flotación, se obtiene mediante dos métodos: primero, las partículas se ponen en contacto con las burbujas que ya se encuentran formadas en la pulpa; y segundo, las burbujas de gas se precipitan de la solución sobre la superficie de las partículas. Ambos procesos se pueden estudiar por métodos termodinámicos y cinéticos; mediante el método termodinámico, se pueden estimar si es o no posible una mineralización de

burbuja y el segundo método cinético se puede usar para establecer la naturaleza y velocidad del proceso.

FORMAS DE PARTÍCULAS MINERALES-GRUPOS DE ESPUMA. Una gran variedad de grupos se forma en la pulpa por coalescencias de las burbujas y partículas minerales recubiertas con reactivos. En el caso más simple, un grupo consistirá de una sola burbuja y con una sola partícula adherida a ella. Cuando se incrementa el número de partículas flotantes, ellas forman una costra de flotación en la superficie mas baja de la burbuja.

Las partículas minerales ocuparán de 2% (en separaciones de bajo grado) a 20% (en flotación de carbón y en etapas de reconcentración en minerales sulfurados) de la superficie total disponible de la burbuja.

En algunos casos las partículas grandes simples, se pueden flotar mediante un grupo de burbujas. En otros casos los grupos de burbujas y partículas coalescen (unen) para formar flóculos de aire, los cuales se forman cuando la superficie mineral es altamente repelente al agua y cuando existe abundante aereación, pero no mucha agitación.

IV-C.-REACTIVOS DE FLOTACIÓN.

LOS COLECTORES. Los colectores son sustancias que se usan en flotación para convertir a determinados minerales en repelentes al agua, por lo general los colectores son sustancias orgánicas. Los minerales se vuelven repelentes al agua, debido a la adsorción de iones o moléculas del colector sobre la superficie mineral. Bajo estas condiciones, el nivel de energía de la superficie del mineral hidratado, se reduce a un punto donde es posible la formación de un perímetro de contacto de tres fases, al adherirse la partícula mineral a una burbuja. Los colectores son moléculas complejas que consisten de dos partes una polar y otra no-polar. En la adsorción de estos colectores la parte no polar se orienta a la fase agua y la parte polar hacia la fase mineral. Esta orientación hace a la superficie mineral repelente al agua.

Los colectores se clasifican en no iónicos y iónicos. Los iónicos a la vez se dividen aniónicos y catiónicos. Los colectores catiónicos son los más empleados para minerales sulfurados, metales preciosos y sales oxidadas, por lo que nos ocuparemos de estos. Entre los principales colectores catiónicos tenemos a los xantatos y los ditiofosfatos (aerofloats).

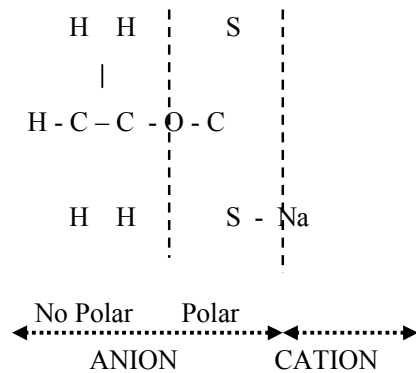


Fig. 4 Estructura de un xantato.

Los xantatos, son sales del ácido cántico el cual a su vez es un producto de un alcohol y disulfuro de carbono. Estos son los colectores más ampliamente usados en la flotación de minerales sulfurados, metales preciosos, cobre nativo y sales oxidadas de cobre, plomo y zinc. Los xantatos son poco eficientes en flotar pirrotita y escalerita, pero estos si pueden flotar eb forma selectiva después de activarse con iones de metales pesados (Cu, Pb). Tenemos al xantato amil de potasio (Z-6) y al xantato isopropílico de sodio (Z-11) que es el más ampliamente usado por su bajo costo siendo un buen compromiso entre poder colector y selectividad.

Los ditiofosfatos (Aerofloats).- estos también llamados promotores, son de gran importancia en la flotación de sulfuros. Se diferencian de los xantatos porque ellos tienen fósforo pentavalente en lugar de carbón.



P Fig. 5 Ditiofosfato.



Los ditiofosfatos es el producto de la reacción del pentasulfuro de fósforo y alcoholes y fenoles.

Los ditiofosfatos son mas selectivos que los xantatos, sin embargo son mas solubles que los xantatos, por lo tanto los depresores los afectan mas que a los otros colectores. Esta propiedad hace que se usen mas en flotación primaria.

Entre los más usuales tenemos al Aerofloats 25 (A25) en forma ácida. Bueno para Ag, Pb, Cu y sulfuros activados de zinc. El Aerofloats 31 (A31) que esta basado en el A25 contienen un colector secundario. Especialmente efectivo para minerales de Pb y Pb/Ag y minerales de oro empañados. El Aerophine 3418 (A3418) es un nuevo colector basado en la química de la fosfina. Combina el fuerte poder colector de los xantatos para sulfuros de cobre, plomo y zinc con la selectividad contra los sulfuros de fierro de los promotores acuosos aerofloat. Es un excelente colector de plata y oro. Corto período de acondicionamiento.

ESPUMANTES. Cuando la superficie de una partícula mineral ha sido convertida repelente al agua por acción de un colector; a estabilidad de la adherencia de la partícula a la burbuja, depende de la eficiencia del espumante. Los espumantes son sustancias orgánicas heteropolares, activas sobre la superficie y que pueden ser adsorbidas sobre una interfase aire-agua.

Los líquidos puros de estructura no polar, polar o heterpolar, por ejemplo agua, kerosene, alcohol, no producen espumas estables cuando se agitan con aire. Las burbujas que allí se producen, se rompen fácil y rápidamente. Sin embargo si una pequeña cantidad de una sustancia heteropolar activa en superficie tal como el alcohol, se adiciona al agua, se formará una espuma estable tan luego se introduzca aire disperso al sistema. Cuando las moléculas activas en superficie, reaccionan con el agua, los dipolos de agua reaccionan con los grupos polares y los hidratan; casi ninguna reacción ocurre con los grupos de hidrocarburos no polares. El resultado es forzar al grupo hidrocarbonato dentro de la fase aire. En efecto la adsorción del espumante en la capa superficial del agua se ha efectuado y los grupos no polares están orientados hacia el aire.

Considere un sistema en el cual las moléculas heteropolares de un líquido de baja tensión superficial han sido casi uniformemente dispersadas a través de agua. Las moléculas del heteropolar encuentran su camino a una interfase y permanecen allí causando una baja de la tensión en la interfase, produciendo espuma. La resistencia de la pared de la burbuja se incrementa por la intensa reacción entre el grupo polar del espumante y los dipolos de agua. Se requiere fuerzas considerables más grandes para destruir estas paredes por colisión de burbujas, que cuando las burbujas entran en contacto en ausencia de un espumante. Por ejemplo si se ejerce una fuerte presión local sobre el recubrimiento de la burbuja, la distorsión superficial incrementará el área, con cierto decrecimiento de la concentración de espumante. Esto causa por lo tanto un incremento en la tensión superficial y mayor resistencia a colapsar.

Los espumantes más comúnmente usados son los alcoholes, que son ligeramente solubles en agua. Tenemos los siguientes: los modernos son generalmente variedades de poliésteres o éster poliglicoles que son completamente miscibles en agua. Entre estos tenemos al espumante Aerofroth 70 en base a alcoholes y el MIBC (metil isobutil carbinol). Ambos ocupan actualmente el 90% del mercado para flotación de menas metálicas. Los propilenglicol producen espumas más consistentes y de fácil rompimiento en las canaletas. Su completa solubilidad asegura una mejor difusión, selectividad y su dosificación es más controlada.

Los Dowfroth son denominados por números que son proporcionales al peso molecular del polímero utilizado. Dow indica que a mayor peso molecular, el poder espumante es mejor. El metil isobutil carbinol tiene importancia en la flotación selectiva de minerales complejos. Se utiliza generalmente en la flotación de sulfuros. Muy útil en la flotación de minerales con muchas lamas.

MODIFICADORES. - Los modificadores son reactivos usados en flotación, para controlar la acción de un colector sobre los minerales, con el objeto de intensificar o reducir su efecto repelente l agua de las superficies minerales. Los reguladores hacen la acción colectora más selectiva con respecto a los minerales, asegurando una precisión de separación razonable entre ellos. Cuando tal modificador se adiciona a la pulpa, el colector luego es capaz de convertir solo ciertos minerales repelentes al agua, sin resultar perceptible en los otros minerales. La función del modificador involucra tanto reacción con el mineral, así como con los iones presentes en la pulpa; en muchos casos la reacción es de naturaleza química.

DEPRESORES: Es un reactivo que inhibe o evita la adsorción de un colector por un mineral; por tanto previene su flotación.

El ión cianuro (cianuro de sodio o calcio) que deprime a los sulfuros de zinc (en combinación con sulfato de zinc), fierro, debido a que la estabilidad de los cianuros complejos de estos elementos es más estable que la de sus correspondientes tiolatos. Se debe tener presente los niveles de contaminación, utilizando en pequeña cantidad.

El bisulfito de sodio en soluciones mayores al 10% controla la activación de zinc en el circuito de plomo. Es un excelente depresor de esfalerita cuando se tiene una flotación

incontrolable y la causa de la activación del zinc no es mineralógica, sino de iones cobre presente en forma de sales solubles. Es de acción efectiva en pH neutro o ácido.

La cal deprime sulfuros de hierro como pirita, zinc marmatítico y algunos minerales de cobre. La cal es usada en lechada, como óxido de calcio es mejor que sea con una pureza mayor a 70%. Si es de baja calidad, las impurezas generalmente son: exceso de insolubles y carbón. Los primeros afectarán una normal dosificación y posiblemente ensucien concentrados; los residuos de carbón pueden afectar los consumos de xantatos y alterar la flotación.

ACTIVADORES.- Son productos químicos cuyo uso permite la flotación de determinados minerales que sin ellos serían imposibles de flotar con el solo uso de colector y espumante.

El sulfato de cobre es el mejor ejemplo de activador usado en la flotación del zinc. Es también un reactivador de minerales que fueron deprimidos con cianuro. Sus soluciones son muy corrosivas, por lo que se preparan en recipientes de plástico. La experiencia señala un consumo máximo de 70gr/TM por cada 1% de contenido de zinc en el mineral de cabeza.

El sulfuro de sodio es usado para activar minerales no ferrosos oxidados como la cerusita, debido a la sulfidización que producen en la superficie de tales minerales. El control debe ser estricto debido a que los minerales sulfuros son fácilmente oxidables, por ello es que previamente a su aplicación se prefiere flotar todos los sulfuros y dejar que sólo los óxidos sean sulfidizados.

MODIFICADORES DE pH.- Como la flotación es un fenómeno de superficie y que es extremadamente sensible al contenido de iones del agua de flotación, las sales solubles del mineral serán muy importantes a considerar ya que ellas estarán en la pulpa; definitivamente no se trata solo de modificar el pH, sino que el modificador pueda variar el mismo neutralizando los iones que puedan afectar la flotación. El principal modificador de pH es la cal por asunto de costo. Se deprime la pirita y otros sulfuros de hierro.

V.- OPERACIONES Y PROCESAMIENTO

PLANTA CONCENTRADORA: Separación en concentrados de Plomo y Zinc.

CAPACIDAD : 200 TMS/día.

MINERAL : Galena-esfalerita- pirita-marmatita-arsenopirita
y oxidados.

V. A.-SECCION CHANCADO-TRITURACION

EQUIPO:

- Tolva de gruesos de 150 TM.
- Alimentador de Oruga.
- Grizzly estacionario de 1 pulg.
- Chancadora de Quijadas de 24"x 10" tipo Blake.
- Faja Transportadora N° 1 de gruesos malla -1".
- Zaranda Vibratoria 4"x 8".
- Faja Transportadora N° 2 de medios malla +3/4".
- Electroimán.
- Trituradora Cónica tipo Symons Short Head de 3'.

El mineral es traído de Mina Toma la Mano (que se encuentra a cinco horas de viaje por carretera) por volquetes de 20 TM de capacidad. El mineral ya en planta es pesado y descargado en cancha donde es acumulando. Cada 250 TM se hace un muestreo y se obtiene una muestra representativa que es llevada a laboratorio para hacer los respectivos análisis y tener las leyes respectivas. El mineral sulfuro está separado del mineral oxidado. Cada mineral tiene su respectivo tratamiento.

El mineral de cancha es cargado con un cargador frontal a la tolva de gruesos, antes de caer el mineral a la tolva, pasa por una parrilla o grizzly de 6" donde son rotos

con comba los trozos grandes que no logran pasar directamente y cuando el mineral es húmedo se ayuda a introducir con una varilla de fierro. De la tolva de gruesos, es descargado y alimentado por el alimentador de oruga a razón de 45 TMH/h a un grizzly estacionario de 1

pulgada, el producto más grueso va a la chancadora de quijadas de 24"x 10", de donde sale un producto 100% -1", que cae al igual que el producto 100% -1" del grizzly, a la faja transportadora N° 1 de gruesos, para ser llevado este mineral chancado -1" a la zaranda vibratoria 4'x 8' de 3/4". El producto +3/4" retenido por la zaranda vibratoria, es transportado por la faja N° 2 a la trituradora cónica Symons de 2'. Antes de ingresar el mineral a la trituradora cónica, hay un electroimán que retiene los trozos de fierro (clavos, alambres y demás restos de mina), que pueden dañar la trituradora. El mineral que entra a la trituradora cónica +3/4" sale con -1/2" El mineral -3/4" que pasa la zaranda vibratoria, cae a la tolva de finos, que está ubicada debajo de la zaranda. Todo este trabajo se realiza en seco. Cuando el mineral es demasiado seco, con el fin de no producir y levantar polvo en la sección chancado, se hecha chorros de agua en la alimentación a la chancadora. El proceso de chancado y trituración del mineral solo opera 5 horas diarias, tiempo suficiente para producir más de 200 TMH de mineral -3/4", que se acumulan en la tolva de finos, completando el día con mantenimiento y limpieza del circuito.

V. B.-SECCION MOLIENDA-CLASIFICACION.

EQUIPO:

- Tolva de finos de 250 TM.
- Faja transportadora alimentadora de mineral a molino de barras.
- Balanza de 20 Kg.
- Muestreador de mineral de 1'.
- Molino de Barras de 4'x 8'.
- Molino de Bolas de 5'x 5'.
- Clasificador Helicoidal de 20"X 36".
- Alimentador de Cal.
- Balanza pesa pulpa (densidad de pulpa).

El mineral que es acumulado en la tolva de finos es descargado por la base, a la faja transportadora alimentadora del molino de barras. De la faja se saca muestra de mineral, con el muestreador de 1 pie de longitud y se pesa en la balanza, para determinar la carga kg/pie y luego por conversión, se determina las TMH/h alimentado al molino de barras. Se alimenta a un promedio de 8 TMH/h de mineral al molino de barras.

Al mineral que ingresa al molino de barras se le inyecta agua con el fin de realizar la molienda en húmedo y obtener un barro liviano llamado Pulpa en la descarga, además que esta agua hace fluir el mineral a través del molino y por carga hidráulica es descargado saliendo del molino de barras, donde se le agrega más agua antes que ingrese al clasificador helicoidal, para darle la densidad adecuada y pueda fluir por los ductos. En la entrada al molino de barras, cuando es necesario, se agrega solución al 5% de cal para regular el pH, además en este mismo sitio, se agrega promotores y depresores usados para el proceso de flotación posterior del mineral.

La pulpa alimentada al clasificador es separada hidráulicamente, realizándose la clasificación de partículas por tamaño, donde se separa el producto grueso (Under Flow) del fino (Over Flow). El producto de partículas finas es arrastrado por la corriente de agua y que ambos salen por el rebose, en el extremo inferior del clasificador. Mientras que el producto grueso no es arrastrado por la corriente de agua debido a su peso y tamaño, por lo que se ubican en el fondo del clasificador que son arrastrados por la helicoidal hacia la parte superior del clasificador. Este producto grueso llamado carga circulante va al molino de bolas. El producto descargado del molino de bolas regresa al clasificador para su clasificación. La densidad de pulpa se mide con el pesa pulpas y se controla dicha densidad con el agregado o disminución de agua, mediante los caños instalados en el circuito.

La densidad la pulpa del Over Flow (rebose) del clasificador es en promedio 1.300, el pH es 7, óptimo para la flotación del Plomo. Se debe mantener un promedio de más 50% en peso de malla -200, en la pulpa del over flow, que representa el grado de molienda del mineral en el circuito. Siendo la malla de liberación del mineral -200. La temperatura promedio de la pulpa en planta es de 16°C.

En esta sección se agrega los siguientes reactivos:

- Complejo (3 de ZnO: 1 de NaCN) en molino de barras.
- A3418 en molino de barras.
- NaHSO₃ en molino de barras.
- A31 en molino de barras.
- Complejo (3 de ZnSO₄:1 de NaCN) en rebose.
- Z11 en rebose.
- Espumante.

V. C.-SECCION FLOTACIÓN.

EQUIPOS:

- 02 celdas unitarias.
- Acondicionador de Plomo.
- Banco de 8 celdas en circuito de Plomo.
- 02 Acondicionadores de Zinc.
- Banco de 8 celdas en circuito de Zinc.
- Dosificadores de reactivos en circuito de Plomo y en circuito de Zinc.
- Dosificador de CuSO_4 .

La sección flotación está compuesta de dos circuitos de flotación: circuito de Plomo y circuito de Zinc.

CIRCUITO DE PLOMO.

El Over Flow (rebose) alimenta pulpa a los circuitos de flotación. En el rebose es adicionado Z11 como colector de plomo, espumante (MIBC) y complejo, para iniciar el proceso de flotación del plomo como concentrado. Esta pulpa ingresa a dos celdas unitarias, donde van flotando en la espuma, las primeras partículas de plomo(galena), y que la espuma(concentrado de plomo) es recogida con paletas giratorias a canaletas que van a línea de concentrado de plomo. Enseguida la pulpa pasa al acondicionador de Plomo Ws 5'x 5', de donde se recoge la espuma por rebalse que van a juntarse a la línea de concentrado de Plomo. La pulpa sigue su curso saliendo del acondicionador para alimentar al banco de celdas del circuito de Plomo. La pulpa ingresa a la celda N° 2 (Rougher); la espuma de celda N° 2 va a la celda N° 1 (Cleaner) y la espuma de celda N° 1 se une a la línea de concentrado de plomo. La pulpa pasa de la celda N° 2 a la N° 3 y a la N° 4, recogiendo la espuma de la celda N° 3 que va a la celda N° 2 y la espuma de la celda N° 4 va a la celda N° 3. Por supuesto que a las espumas en las canaletas, se adiciona agua para bajar su densidad de pulpa y puedan fluir por los ductos. La pulpa sale de la celda N° 4 e ingresa a la celda (Scavenger) N° 5, luego a la N° 6, 7 y 8, para finalmente salir la pulpa del banco de celdas del circuito de Plomo que luego pasa a alimentar al circuito de Zinc. La espumas de las celdas N° 5, 6, 7 y 8 se recogen en la canaleta y pasan a la celda N° 4. En el banco de celdas, de vez en cuando se adiciona Z11 y espumantes para jalar plomo que podría

irse al circuito de Zinc. El concentrado de plomo fluye por tubo de 6" a una densidad adecuada por gravedad hacia el filtro de discos.

El pH óptimo en este circuito es 7, para la flotación del plomo, el Zinc no flota porque se ha deprimido con depresores NaHSO_3 y complejo. Cuando el mineral es oxidado, se agrega NaS para sulfidizar los oxidados de plomo y puedan flotar como sulfuro de plomo. Los reactivos empleados en este circuito son:

-Z-11.

-Espumante.

-NaS.

-Complejo.

CIRCUITO DE ZINC.

La pulpa saliente del banco de celdas del circuito de plomo, alimenta al circuito de zinc. En este punto, se adiciona a la pulpa, lechada de Cal para elevar el pH (óptimo es 12), solución de CuSO_4 que activa al zinc para que este pueda flotar y Z-6 colector para flotar el zinc. Luego la pulpa ingresa al acondicionador de Zinc N° 1 de donde se recoge la espuma (concentrado de zinc) por rebalse que va a la línea de concentrado de zinc. La pulpa luego pasa al acondicionador N° 2, de donde también se recoge espuma y se junta a la línea de concentrado de zinc. La pulpa luego sale del acondicionador N° 2 y pasa al banco de celdas del circuito de zinc. La pulpa ingresa a la celda (Rougher) N° 3, de esta la espuma pasa a la celda N° 2. La pulpa de la celda N° 3 pasa a la celda N° 4 de donde la espuma pasa a la celda N° 3 y la pulpa de la celda N° 4 pasa a la celda (Scavenger) N° 5 esta a 6,7 y 8. La espuma de celda N° 2 pasa a celda (cleaner) N° 1, la espuma de celda N° 1 se une a la línea de concentrados de zinc. Las espumas de celdas N° 5,6,7 y 8 se juntan y van a la celda N° 4. Por supuesto que se agrega agua a las espumas colectadas, que van por la línea de concentrado de zinc por gravedad al filtro de discos. También se adiciona en el banco de celdas de zinc, Z-6 y espumante para jalar al zinc. Relave es la pulpa a la que se le ha extraído los minerales de plomo y zinc, que sale de la celda N° 8 del circuito de zinc por gravedad a través de un ducto de 6" hacia el depósito de relave que se encuentra a 200 metros. Reactivos utilizados en este circuito:

-Cal.

- CuSO_4 .

-Espumante.

-Z-6.

La operación de flotación es controlada mediante plateo de muestras de espumas (concentrado) y relave. El plateo consiste en sacar una muestra (espuma, pulpa o relave) y ponerla sobre un plato de fierro cóncavo de 20 cm de diámetro y adicionamos agua en chorrito para lavar las lamas efectuando movimientos con el fin de lavar las partículas medianas que quedan en el plato y así por diferencia de gravedad se separan de los finos en dicho plato. Notándose la galena con su color y forma característica así como la esfalerita, marmatita y la piritita. También notamos presencia de arsénico (arsenopiritita). Se platea el relave, para controlar la pérdida de zinc y plomo. Esta es la manera como se va controlando la flotación.

V. D.- SECCION FILTRO.

Los concentrados de Plomo y zinc son llevados por gravedad al filtro de discos, donde se filtran y se obtiene el concentrado con una humedad de aproximadamente 10%, que caen a la cancha de concentrados, de donde se cargan a trayles para ser llevados a la ciudad de Lima, para su comercialización.

El filtro de discos extrae el agua de los concentrados de plomo y zinc que llegan con una densidad entre 1.300 y 1.500. La succión del filtrado, la realiza la bomba de vacío accionado por un motor de 50 HP a aproximadamente 40 cm de Hg de vacío. La succión se realiza en un sector del disco de filtro, mientras que en otro sector es soplada la torta formada para así caer esta torta a la cancha de concentrados. Obteniéndose por separado los concentrados de plomo y zinc. El filtrado es descargado cada 15 minutos.

V. E.- SECCION LABORATORIO.

El laboratorio de Toma La Mano realiza análisis granulométricos, químicos (Ag, Pb, Zn, Cu) determinación de humedad y análisis de malla a las muestras de Mina, Planta, pruebas metalúrgicas y despacho de concentrados. Para ello realiza las operaciones que a continuación se describe:

MUESTREO Y PREPARACION DE MUESTRA

Los procedimientos de muestreo implican técnicas las cuales es necesario tener en cuenta a fin de obtener en forma adecuada y con el menor posible la porción de un todo que representara a la cantidad total. Si la muestra obtenida no representa con exactitud al mineral que proviene de un

flujo, o del total de la muestra, los resultados de los ensayos obtenidos a partir de estas muestras tendrán escaso o ningún valor.

PROCEDIMIENTOS DE MUESTREO.

Siempre que sea posible, las muestras se toman del material cuando ya se redujo hasta el tamaño más pequeño compatible con el proceso. La mena de una pulpa molida en este caso de planta es más fácil de muestrear y proporciona resultados más exactos que la alimentación de la chancadora de quijadas. El método más satisfactorio para minimizar variables en la corriente de alimentación, tal como la variación en el tamaño de partícula en la carga de la faja transportadora, el asentamiento de las partículas en la pulpa debido al cambio de velocidad, etc, es muestrear el mineral mientras este en movimiento en punto de descarga en caída libre, haciendo cortes en ángulos rectos a través de la corriente, ya que puede existir segregación o cambio de composición dentro de la misma.

Para obtener una muestra representativa, el muestreador debe:

- 1) muestrear el caudal total.
- 2) Cortar el caudal en ángulos rectos respecto al flujo.
- 3) Viajar a través del flujo a una Velocidad lineal.

Los requisitos para el buen muestreo son:

- 1) Los cortes deben hacerse a intervalos de tiempo (en planta concentradora) o espacios adecuados y uniformes (mineral de cancha).
- 2) El volumen o peso de la muestra que se saca en estos cortes deben hacerse constantes.
- 3) Debe evitarse la segregación del mineral.

La representatividad de una muestra respecto al total de mineral se refleja en 3 aspectos a considerar como son: contenido de mineral, características mineralógicas y tamaño analizado.

SECADO DE LA MUESTRA.

Se aplica a las muestras de humedad mayor a 4%, pues antes de pulverizar debe ser secada completamente para garantizar su óptimo pulverizado. El secado se realiza en estufa y por lo general se realiza a temperatura entre 105 y 110 C.

LA FRAGMENTACION.

Las muestras deben tener una granulometría adecuada para su respectivo análisis, para lo cual se reduce tamaño con una chancadora de quijadas, posteriormente en una chancadora de rodillos, fragmentándose así las rocas y finalmente en una pulverizadora de discos. El tamaño final de las partículas estará determinado para lo que se usará la muestra. Es importante antes de trabajar

realizar una buena limpieza de los equipos y regular la abertura del set de descarga., para tener el tamaño adecuado de producto.

LA HOMOGENEIZACION

Es la operación que permite eliminar toda segregación y obtener una distribución espacial al azar de todos los componentes.

EL MUESTREO.

Acción de tomar una parte del lote que tenga características idénticas a las del conjunto.

PULVERIZADO.

Es la reducción a partículas muy pequeñas en el pulverizador de discos. En este se obtiene un producto con una granulometría de mas de 95% bajo malla 150. Es importante evitar la contaminación de la muestra por residuos de muestras anteriores que quedaron pegadas en la pared de la olla del pulverizador por lo que es necesario realizar una limpieza con aire a presión o una brocha limpia.

CODIFICACION.

Las muestras pulverizadas son mezcladas para su homogeneización, cuarteada hasta reducir de 800 gr a 100 – 200 gr y colocadas en sobrecitos de papel kraft, con su respectiva identificación.

La información que figura en los sobres de muestra para análisis es:

- 1.- Procedencia, tipo de mineral.
- 2.- Peso del cargamento.
- 3.- Numero de la muestra-lote.
- 4.- Lugar y fecha del muestreo.
- 5.- Contenido de humedad.
- 6.- Lugar y fecha de preparación de la muestra.
- 7.- Nombres y firmas de las personas que efectuaron el muestreo.

Las contramuestras son conservadas con la finalidad de posteriores verificaciones de la calidad del trabajo.

ERRORES COMUNES EN LA PRACTICA DE MUESTREO.

Los principales errores imputables a la realización práctica de las operaciones en el muestreo son:

- 1) La contaminación, mantener limpio los equipos y que sean resistentes a la corrosión y abrasión.
- 2) La perdida de material, por la heterogeneidad de los minerales como la liberación de polvos, disgregación o restos que quedan en los equipos.

- 3) Los errores humanos voluntarios o no, pues dada a la incidencia que implican en estas operaciones, se impone que el muestreo y la preparación de las muestras sean efectuados por un personal calificado y de confianza.

TAMAÑO DE MUESTRA.

La decisión de cuanto de muestra tomar para que sea representativa depende del tamaño de las partículas del lote a muestrear. El método ideado por Pierre Gy se utiliza con frecuencia para calcular el tamaño de la muestra necesaria para dar el grado requerido de exactitud. El método toma en cuenta el tamaño de partículas de mineral, el contenido y grado de liberación y su forma.

La ecuación básica de muestreo de Gy se escribe como

$$M = \frac{C I m d^3}{S^2}$$

Donde:

M = Peso mínimo necesario de muestra en gr.

C = Constante de muestreo para el material que incluye forma y factor de distribución del tamaño de partícula.

I = Factor de liberación.

m = Factor de composición mineralógica.

d = Tamaño de las partículas más grandes del lote de mineral de que se toma la muestra.

S = Medida del error estadístico que se puede tolerar en el ensayo de la muestra..

Para la mayoría de los propósitos prácticos, una oportunidad de 95 veces en 100 de estar dentro de los límites prescritos es generalmente un nivel aceptable de probabilidad. Si un error de análisis del 5% es aceptable con una confianza de 95% (2 desviaciones Standard)

Luego:

$$2S = 0.05$$

$$S^2 = 6.25 \times 10^{-4}$$

Este valor para S^2 será aceptable para la mayoría de los cálculos.

$$C = f x g$$

f = factor forma, que se toma como 0.5, con excepción para mena de oro que es 0.2.

g = factor de distribución de partícula, generalmente se toma 0.25.

d = Tamaño de la partícula de mineral mas grande que se va a muestrear y es definida como el tamaño de la abertura de malla en cm que retiene 5 a 10% del mineral.

El factor de liberación 0 para mineral homogéneo y 1 para mineral completamente heterogéneo. Gy ideo una tabla basada sobre d , el tamaño mas grande del lote a muestrear, que es la abertura de la malla por el que pasa el 90-95% del mineral y L el tamaño en cm en el cual para propósitos prácticos, el mineral estará todo libre, lo cual se calcula microscópicamente.

d/L	Menor a 1	1-4	4-10	10-40	40-100	100-400	Mas de 400
I	1	0.8	0.4	0.2	0.1	0.05	0.02

El factor de composición mineralógico (m) se calcula:

$$m = \frac{1-a}{a} [(1-a)r + at]$$

Donde:

a = Contenido de especie mineral promedio fraccionario del mineral que se esta muestreando (no el contenido metálico).

r = Densidad del mineral valioso.

t = densidad de la ganga.

REDUCCION DE LA MUESTRA

La obtención de una muestra de laboratorio se realiza manualmente, utilizando tenazas o pinzas, tubos rasurados o rectos, palas y por coneo y cuarteo.

- a) El roleo, generalmente se realiza sobre un paño (manta) de plástico o jebe, este paño varia de acuerdo con el volumen de la muestra, haciéndola rodar por sus extremos durante varios minutos entre dos personas si es considerable volumen de muestra. Realizando el homogeneizado con una pala. Luego se toman palas llenas de diferentes puntos localizados sobre la superficie del mineral. Los puntos pueden ser localizados dividiendo la superficie en cuadrados o rectángulos. Si se desea obtener grandes muestras se excava agujeros en varios puntos y el total o parte del material obtenido se toma para la muestra.

- b) El coneo y cuarteo se aplica a muestras de partículas menores a 1 pulgada que consiste en construir un cono en el suelo o sobre la mesa y aplastarlo como una torta circular. El cono se divide en cuatro partes iguales, dos fracciones opuestas se retiran cuidadosamente, juntando las dos restantes y construyendo con ellas un nuevo cono. El procedimiento se repite hasta obtener una muestra del tamaño deseado.
- c) El tubo de muestreo que es un tubo de 1.5 pulgadas de diámetro y 1 mt de largo con un extremo terminado en punta. Este se introduce en la muestra verticalmente para extraer una porción de muestra de su interior del lote. Luego la muestra es extraída con un simple movimiento. Es mas empleado para determinar humedad y para sacar muestra en concentrados de mineral, que son de granulometría pequeña.
- d) Cortador de Jones que es un muestreador de acero en forma de v en el cual están montados una serie de canales en ángulos rectos a lo largo de la línea central que presenta una serie de aberturas rectangulares de igual area que alimentan alternativamente a 2 bandejas colocadas a cada lado del muestreador. Permite obtener fracciones de $1/2$, $1/4$, $1/8$..de la muestra original.

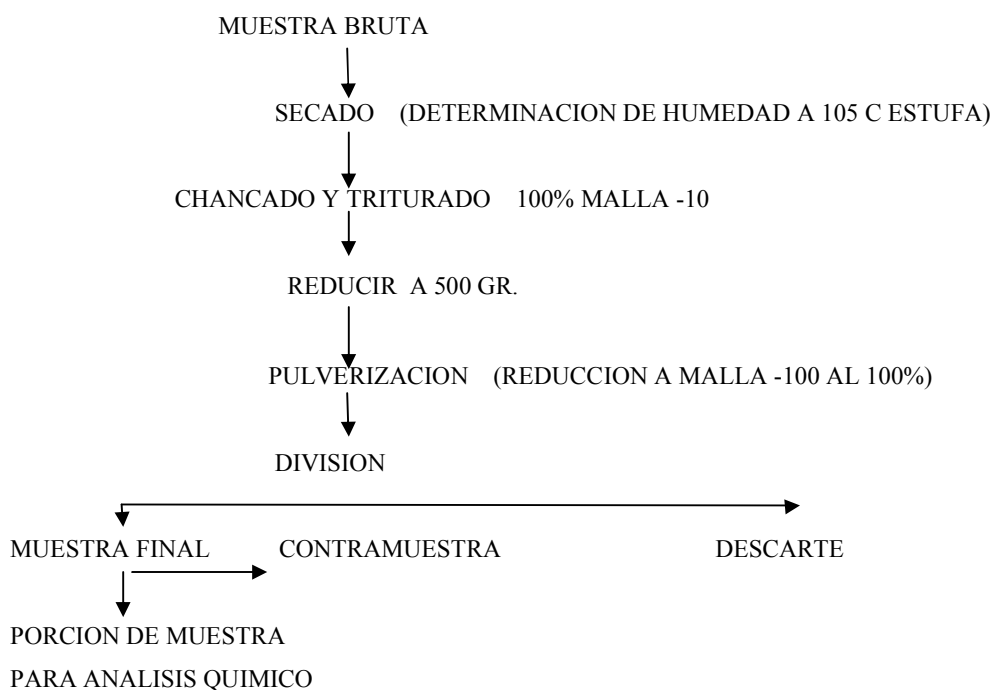
La pobre práctica del muestreo, es una de las principales causas de operación insatisfactoria y pobres resultados económicos en muchas operaciones mineras metalúrgicas. Es característico de los minerales que no tengan uniformidad y que su composición pueda variar con respecto a su posición en el cuerpo mineral, en el proceso de concentrado. Así mismo los embarques de mineral en carros volquetes, muestran definitivamente una clara segregación.

Durante la preparación de muestras se debe de tener las siguientes consideraciones: Se debe tomar cantidades iguales de material durante el muestreo, en este caso de cada lote de 20 TMH se debe tomar cuatro cantidades iguales de cada punto. Se debe llenar el cuarteador en forma uniforme en todo su ancho. Durante el muestreo, no se debe usar el pallaqueo, que consiste en separar las partículas estériles de la parte valiosa.

Conservar las partículas finas, procurando no desperdiciarlas, pues con el manipuleo y el viento, durante la preparación de la muestra, estas se esparcen y por tanto se altera la composición y distribución. Pues hay minerales que se hacen finos con mayor facilidad que otros.

El muestreo empleado actualmente por la Cía Minera Toma la Mano (fig.6) en la planta concentradora de Mesapata, es bastante aceptable y confiable. Se muestrea de cada volquetada de mineral de 25TMH, obteniéndose aprox. 4 Kg. de muestra. Hay que tomar en cuenta que el mineral que viene de Mina en volquetes, por acción del movimiento del vehículo, las partículas finas se van a la parte inferior del lote, mientras que las partículas gruesas quedan en la parte superior, por lo que esta separación no hace uniforme la distribución de partículas de mineral en el lote y que luego es vaciado a la cancha de planta concentradora.

PROCEDIMIENTO DE PREPARACION DE MUESTRA PARA DETERMINACION DE HUMEDAD Y ANALISIS QUIMICO.



DETERMINACIONES USUALES

DETERMINACION DE HUMEDAD.

La muestra se seca en la estufa a 105 C hasta que toda el agua giroscópica sea expulsada. Los minerales sulfurados son propensos a perder dióxido de azufre si se calientan por encima de esta temperatura. La humedad la determinamos (con dos decimales) al mineral que llega de mina a la cancha de planta concentradora, para hacer el control de TMS de mineral

para ser tratado. También determinamos (con tres decimales) la humedad al concentrado de plomo y zinc despachado a Lima.

PROCEDIMIENTO

- 1) Chequear el nivel y el cero de la balanza antes de comenzar a pesar.
- 2) Tomar el peso de una bandeja de acero inoxidable u otra clase, de dimensiones apropiadas de acuerdo al peso que se va a tomar. Peso A.
- 3) Pesar de 1 a 5 kilos de muestra bien mezclada en la bandeja y pesar el conjunto. Peso B.
- 4) Extender el concentrado en la bandeja formando una capa de espesor uniforme, de tal manera que no exceda mas de 2 cm de altura. Para minerales gruesos no mas de 6 cm.
- 5) Colocar la bandeja con la muestra en la estufa de secado a 105 C (si es en la costa o de acuerdo de la altura del lugar) durante el tiempo necesario 2- 4 horas. Hasta peso constante.
- 6) Sacarla, dejar enfriar y pesar. Peso C.
- 7) Calcular % humedad:

$$\%Humedad = \frac{B - C}{B - A} \times 100$$

DENSIDAD DE PULPA

Se denomina pulpa al mineral que ha sido triturado, molido y que ha sido mezclado con agua en determinadas proporciones.

La densidad de pulpa (ρ_p) se calcula pesando una determinada cantidad de pulpa y dividiéndola entre su volumen ocupado es decir:

$$\rho_p = \frac{\text{Peso.pulpa}}{\text{Volumen.pulpa}} \quad \frac{gr}{lt} \text{ o } \frac{kg}{lt}$$

La pulpa se pesa con la balanza de Marcy que tiene un disco graduado con escalas para distintas gravedades específicas de sólidos. La balanza viene con cubeta incluida de 1.000 lt. Se lee la densidad de pulpa, porcentaje o fracción (X_s) de sólidos y gravedad específica del solido. ρ_M = Densidad de solido (mineral).

$$X_s = \frac{\rho_M(\rho_p - 1)}{\rho_p(\rho_M - 1)}$$

DISTRIBUCION GRANULOMETRICA.

Para la cuantificación dela distribución granulométrica, se debe calcular lo siguiente:

- Porcentaje en peso retenido en cada malla.
- Porcentaje en peso retenido acumulado por malla.
- Porcentaje en peso acumulado pasante por malla.

El porcentaje retenido se calcula dividiendo el peso retenido en la malla por el peso total de la muestra, expresado en tanto por ciento.

El porcentaje retenido acumulado por malla, se calcula sumando los porcentajes retenidos parciales de las mallas que están por sobre la malla que se esta calculando.

El porcentaje acumulado pasante, se calcula restando al 100% el porcentaje retenido en dicha malla.

Se tabula y se grafica Log-Log, el porcentaje pasante acumulado versus la abertura de la malla en micrones, a lo que normalmente llamamos perfil granulométrico.

Los resultados del análisis granulométrico se expresan en la función matemática de distribución de tamaño, que relaciona el tamaño de partícula con el porcentaje acumulado en peso pasante.

Esta función llamada Distribución de Gates-Gaudin-Schuhmann (G-G-S) se expresa:

$$y = 100 \left(\frac{x}{k} \right)^m \quad F(x) = 100 \left(\frac{x}{x_o} \right)^\alpha$$

Donde x_o es el tamaño máximo de la distribución y α una constante. $F(x)$ es un porcentaje acumulado pasante. La distribución de G-G-S se grafica en las ordenadas $\log F(x)$ y en las abscisas $\log x$.

La recta se origina en el papel logarítmico:

$$\log F(x) = \alpha \log x + \log \frac{100}{x_o^\alpha}$$

El conjunto de pares de datos se aproxima a una línea recta.

$$Y = bX + a \quad \text{con} \quad a = \frac{\sum X_i^2 \sum Y_i - \sum X \sum XY}{N \sum X^2 - (\sum X)^2}$$

$$\alpha = b = \frac{N \sum XY - \sum X \sum Y}{(N \sum X^2 - \sum X)^2}$$

y un coeficiente de correlación:

$$r = \frac{N \sum XY - \sum X \sum Y}{\sqrt{[N \sum X^2 - (\sum X)^2][N \sum Y^2 - (\sum Y)^2]}}$$

Y son los valores de las ordenadas $\log F(x)$ y X los de las abscisas $\log x$.

Donde α la pendiente de la recta y $\log \frac{100}{x_o^\alpha}$ la ordenada en el origen.

ANALISIS QUIMICO (METODOS ANALITICOS)

DETERMINACION DE PLATA (VIA SECA)

Se determina plata por vía seca, utilizando una mufla.

- 1.- Se pesa 2 gr para concentrados y 5 gr para relaves. W_M
- 2.- Agregar 4 gr de carbonato de sodio, 1 gr de bórax, 20 gr de Pb QP, nitrato de potasio si fuera necesario, mezclar y cubrir con 20 gr más de Pb QP y 3 gr de bórax.
- 3.- Escorificar en una mufla a 1600 °F (871°C).
- 4.- Vaciar el contenido del escorificador a los moldes y romper escoria formada.
- 5.- Los cubos deben contener un peso aproximado de 20 a 25 gr, si posee mayor peso es preferible escorificar de nuevo.

Copelación.

- 1.- Se calienta las copelas previamente por 20 minutos antes de introducir los cubos de plomo.
- 2.- Colocar los cubos de plomo con las pinzas apropiadas.
- 3.- Fundir los cubos de plomo, luego bajar la temperatura a 1400° F (760° C) cuidando que el litargirio que se forme no se solidifique sobre la plata.
- 4.- Alrededor del botón de plata deben quedar unas plumillas de litargirio lo que demuestra una buena copelación.
- 5.- El tiempo de copelación es de aproximadamente 30 minutos.
- 6.- Sacar las copelas de la mufla enfriar y pesar los botones de plata. W_B

$$Ley.Ag = 29166.48 \frac{W_B}{W_M} \quad \text{onz troy/TC.}$$

DETERMINACION DE PLOMO Y ZINC

La determinación de Pb y Zn se hace por volumetría con solución de EDTA.

V.-F. SUMINISTRO DE AGUA.

Para el suministro y almacenamiento de agua se hace uso de un tanque cilíndrico de 300 m3.

- a) **Consumo de agua:** El abastecimiento de agua de reposición a la planta concentradora tanto para uso industrial (planta concentradora) como para el uso doméstico se repone a un promedio de 370 m3/mes.
- b) **Aguas residuales a reciclar:** En las operaciones de la planta el agua se utiliza para formar una pulpa con el mineral molido. Después de la operación de flotación, el agua se separa de los sólidos por drenaje en el relave y es recolectada y bombeada al tanque de almacenamiento, desde donde se vuelve a alimentar al proceso. El volumen de agua circulante es de 747 m3/día.
- c) **Balance hídrico:** El flujo de agua en el proceso es en circuito cerrado y cada cierto periodo hay una reposición de agua como compensación de la pérdida.

BALANCE DE AGUAS

INGRESO DE AGUAS AL COMPLEJO	m3/año
Planta Metalúrgica	272,532
Consumo Doméstico	1,296
TOTAL	273,828
SALIDA DE AGUAS DEL COMPLEJO	
Evaporación de Pozas y Presas de Relave	1,894
Absorción de humedad por el concentrado	2,024
Consumo Doméstico	1,296
TOTAL	5,214
Requerimiento de agua de Reposición	5,214
Agua Industrial Reciclada	268,614

VI.-EJEMPLO DE CALCULOS

VI.A.- CIRCUITO CHANCADO-TRITURACION.

FORMULAS UTILIZADAS

$$P = \frac{VI \cos \phi \sqrt{3}}{1000}$$

$$W = \frac{P}{F}$$

Ecuación de Bond.

$$W = Wi \left[\frac{10}{\sqrt{P_{80}}} - \frac{10}{\sqrt{F_{80}}} \right]$$

P = Energía suministrada Kw.

V = Voltaje suministrado voltios.

I = Intensidad suministrada amp.

$\cos \phi$ = Factor potencia.

F = Alimentación mineral TM/h.

W = Energía consumida trit. Mineral Kw-h/TM

P_{80} = Tamaño en micrones u que pasa el 80% de alimentac.

F_{80} = Tamaño en micrones u que pasa el 80% de producto.

Wi = Work indice de mineral , especific. por Bond KW-h/TM.

TMH= Toneladas métricas mineral húmedo.

TMS= Toneladas métricas mineral seco.

Potencia motor = Kw

DETERMINACION DE WORK INDEX: Mineral oxido

Densidad aparente	2.03	TMH/m3
Gravedad especif	3.08	
F	2.30	TMH/h
Humedad	7.00	%

EN CHANCADORA DE LABORATORIO :

características de motor:

Potencia	6.6	HP		
Voltaje	220	Voltios		
Intensidad	18	amp	intensidad sin carga	9.0 amp
rpm de quij	300		intensidad con carga	11.9 amp
$\cos \phi$	0.8			

ENERGIA SUMINISTRADA	3.63	Kw
ENERGIA CONSUMIDA	0.38	Kw-h/TMH

De gráfico 1

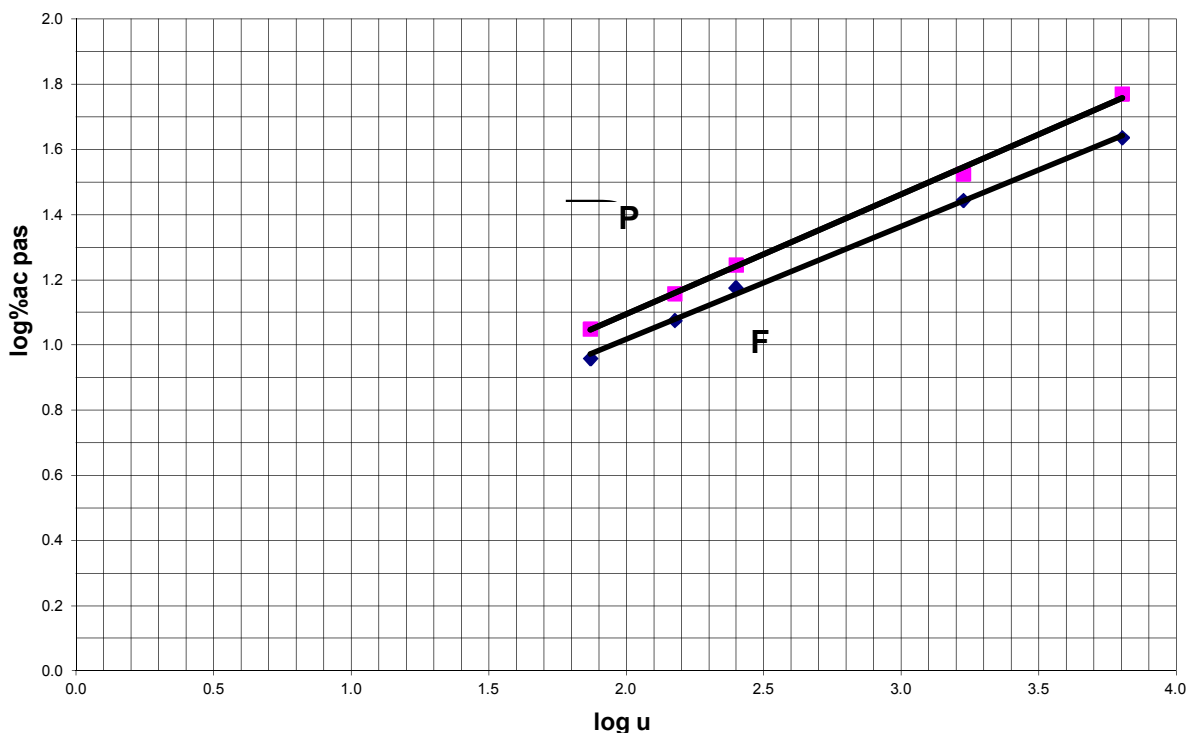
P(80)=	15800
F(80)=	39800

De ecuación de Bond:

WORK INDEX W_i

9.8 kw-h/TMH

GRAFICO 1 GAUDIN SCHUMANN MINERAL OXIDO



TRANSPORTADOR ORUGA.

Característica de motor con reductor:

Potencia	3.5	HP
Voltaje	440	Voltios
Intensidad	4.8	Amp.
cos ϕ	0.85	

Intensidad sin carga 2.4 Amp
Intensidad con carga 3.5 Amp

Alimentación	45.00	TMH/h
Energía suministrada	2.27	Kw
Energía consumida	0.02	Kw-h/TMH
Capacidad transport. Oruga	489.00	TMH/h
Eficiencia de transp. Oruga	9.20	%

3.0 HP

El transportador oruga alimenta mineral al sistema de Chancado y trituración a razón de 45TMH/h, por balance de materia fig. 8 de anexo , 16,4 TMH/h van a la chancadora de quijada y 28,4 TMH/h pasan el grizzly estacionario de 1".

El transportador oruga trabaja cada intervalos de tiempo, para mantener la alimentación aproximada de 45 TMH/h.

CHANCADORA DE QUIJADAS

Características de motor:

Potencia	48	HP
Voltaje	440	Voltios
Intensidad	61	Amp.
cos ϕ	0.8	

Intensidad sin carga 9 amp
intensidad con carga 15 amp

Alimentación a chancadora	16.4	TMH/h
Energía suministrada	9.1	Kw
Energía consumida	0.2	Kw-h/TMH
Eficiencia de motor	25.5	%
Calculo de Work Index	10.9	Kw-h/TMH

18.078 TCH/h

12.26 HP

de gráfico 2 Gaudin-Schumann

$$P_{80} = 601000$$

$$F_{80} = 90000$$

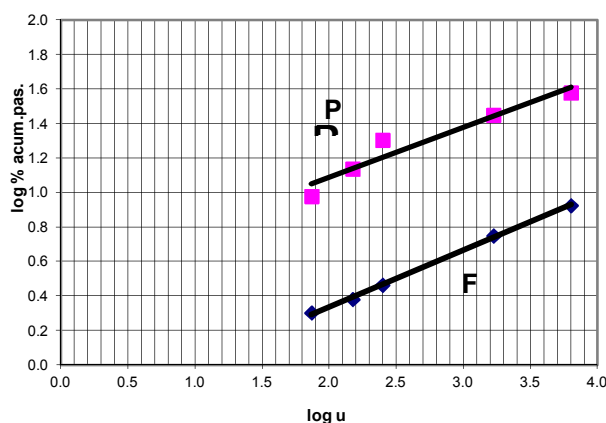
capacidad de la chancadora de quijada de 10" X 24"

Por formula de Hersam

$$T = \frac{108t(2s + t)L.a.n.pe.k10^{-5}}{(a - s)}$$

T	Capacidad de chancadora TC/h.	
t	recorrido de mandibula pulg	0.5
s	abertura Set descarga pulg	1.25
L	largo boca de carga pulg	24
a	ancho boca de carga pulg	10
pe	peso especifico mineral	3.08
k	factor de operación	0.75
n	velocidad quijada rpm	270

GRAFICO 2 GAUDIN-SCHUMANN MINERAL OXIDO



capacidad Chancadora 27.71 TC/h

Eficiencia de Chancadora 65.2 %

de tabla 8-8 Perry " Manual del ing. Químico" 32 TM/h

TRITURADORA CONICA

Características de motor:

Potencia	40.2	HP
Voltaje	440	Voltios
Intensidad	52.3	Amp
cos ϕ	0.84	

intensidad sin carga 28 amp
intensidad con carga 33.8 amp

Alimentación a trituradora cónica	17.4	TMH/h
Energía suministrada	21.6	Kw
Energía consumida	0.2	Kw-h/TMH
Eficiencia de motor	72.2	%

29.0 HP

Capacidad de trituradora 45 TM/h

Eficiencia de trituradora 38.7 %

DE TABLA 8-11 Perry " Manual de Ing. Químico".

ZARANDA VIBRATORIA 4'x8'

Malla 3/4

Características de motor :

Potencia	6.6	HP
Voltaje	440	Voltios
Intensidad	9.5	Amp
cos ϕ	0.8	

intensidad sin carga 4.2 amp
intensidad con carga 5.2 amp

Alimentación a zaranda vibratoria	62	TMH/h
Energía suministrada	3.17	Kw
Energía consumida	0.01	Kw-h/TMH
Eficiencia de motor	64.4	%

EFICIENCIA DE CLASIFICACION EN ZARANDA VIBRATORIA.

Tabla I y fig 8 de anexo

malla 3/4"

$$\varepsilon = \frac{(d - e)t}{(t - e)d} 100$$
$$T = \frac{\varepsilon Dd}{100t}$$

ε = % Eficiencia de clasificacion.
 d = % acumulado pasante en peso alimentacion zaranda.
 e = % acumulado pasante en peso en rechazo.
 t = % acumulado pasante en peso en tamizado.
 T = TMS/h de tamizado a tolva de finos.
 D = TMS/h de alimentacion a zaranda.

ε =	83.7	%
-----------------	------	---

VI. B.- CIRCUITO MOLIENDA CLASIFICACION

FAJA TRANSPORTADORA DE ALIMENTACION

VELOCIDAD DE FAJA	1004	pie/hora
ANCHO FAJA	1.5	pie
FACTOR ALIMENTACION	8.0	kg/pie
LONGITUD DE POLEA A POLEA	19.5	pies
DIFERENCIA ALTURA POLEAS	5.3	pies
HUMEDAD DE MINERAL ALIM.	7.0	%
ALIMEN. A MOLINO DE BARRAS	8.0	TMH/h
ENERGIA SUMINISTRADA	2.74	KW
ENERGIA CONSUMIDA	0.11	KW-h/TMS
EFICIENCIA DE MOTOR	102.2	%

7.5 TMS/h
3.7 HP

Intensidad con carga= 4.5 AMP
Intensidad sin carga = 3.2 AMP

características motor con reduc.:		
volt.:	440	V
pot.:	3.6	HP
amp.	6.1	amp
rpm:	1150	
cos O :	0.8	

MOLINO DE BARRAS 4'X 8'

Diámetro= 4.0 pies
BARRA = Diámetro= 3.0 pulg

Largo = 8.0 pies
Largo = 7.6 pies

Molino de barras con forros de acero al manganeso y altura de levantadores (lifters) de 1 1/2"

Barras de fierro acerado de 7.6 pies de longitud por 3 pulgadas de diámetro y 70 kg de peso

CALCULO DE CARGA INICIAL DE BARRAS

Se considera 40% en volumen del molino para ser ocupadas por las barras y espacios.

Se considera 20% de espacio libre entre barras.

Volumen de molino 100.48 pie³

Volumen de barra 0.37 pie³

40% volumen de molino 40.19 pie³

Por tanto:

80% ocupa la carga de barras 32.15 pie³

20% es el espacio entre barras 8.04 pie³

40.19 pie³

Cantidad de barras a cargar 86

CARGA DE BARRAS 6.04 TONELADAS

características motor		
volt.	440	V
pot.	69	HP
amp.	90	amp
rpm.	1150	
cos O	0.85	

Intensidad con carga= 74 AMP
Intensidad sin carga = 38 AMP

CALCULO DE PORCENTAJE DE CARGA NOMINAL

Es la carga de barras que se debe agregar diariamente a los molinos y que no debe ser mayor de 110%.

Si es menor se agrega o puede agregarse barras.

Potencia motor	69.00	HP
Energia suminis.	47.94	KW
Energia consum	6.42	KW-h/TMS
Carga nominal	93.1	%

51.5 KW

CALCULO DE VELOCIDAD CRITICA V_c

Diámetro Molino D= 4.0 pies

$$V_c = \frac{76.63}{D^{1/2}}$$

V_c = 38.3 rpm

VELOCIDAD DE OPERACIÓN DE MOLINO V_o

V_o = 27.0 rpm

MOLINO TRABAJA AL = 70.5 % de velocidad crítica

VELOCIDAD PERIFERICA VP

VP= 339.3 pie/minuto

MOLINO DE BOLAS. 5'X 5'

Diámetro= 5.0 pies

Largo = 5.0 pies

BOLAS			
Diámetro en pulg.	lbs	Vol. Pie3	lbs/pie3
3.0	4.95	0.0082	605.4
2.5	2.20	0.0047	464.9
2.0	1.23	0.0024	508.5
1.5	0.57	0.0010	559.6
1.0	0.17	0.0003	566.6
promedio			541.0

Bolas de acero al manganeso.

ALIMENTACION A MOLINO DE BOLAS :

MINER. SULFURO = 16.3 TMS/h (Carga circulante) tabla III anexo

MINER.OXIDO = 5.7 TMS/h (Carga circulante) tabla III anexo

CALCULO DE VELOCIDAD CRITICA V_c

DIAMETRO MOLINO D= 5.0 pies

$$V_c = \frac{76.63}{D^{1/2}}$$

Vc = 34.3 rpm

VELOCIDAD DE OPERACIÓN DE MOLINO V_o

V_o = 27.0 rpm

MOLINO TRABAJA AL = 78.8 % de velocidad crítica

VELOCIDAD PERIFERICA **VP**

VP= 424.1 pie/minuto

CALCULO DE CARGA INICIAL DE BOLAS

Se considera 45% en volumen del molino para ser ocupadas por bolas.

Volumen de molino = 98.13 pie3

45% del volumen de molino = 44.16 pie3

características de motor con reductor :	
volt. :	440 V
pot.:	75 HP
amp.:	98 amp
rpm.:	1800
cos O :	0.8

Intensidad con carga	56.9 AMP
Intensidad sin carga	28 AMP

ECUACION DE BOND:

$$B = \left[\frac{F}{K} \right]^{1/2} \left[\frac{SW_i}{Cs \sqrt{D}} \right]^{1/3}$$

para mineral sulfuro

B = Diámetro de bola de recarga en pulgadas.

F = 80% de tamaño pas alim a molino bolas, micron = 6310 de Gráfico 5

W_i = Work Index. = 9.8 KW-h/TMS

Cs = % de velocidad crítica a la cual el molino opera. = 78.8

S = Gravedad específica del mineral. = 3.45 Tabla III

D = Diámetro interior del molino con forros (pies). = 5.0

K = Constante que tiene un valor de: = 350

350 para molino tipo overflow.

B =	2.69	pulgadas
------------	-------------	-----------------

TAMAÑO DE BOLAS DE RECARGA ALIMENTADO en PULG.	PORCENTUAL EN PESO DE LA CARGA INICIAL DE BOLAS CUANDO B ES:		PARA B= 3 pulgadas BOLAS CARGADAS		
	3 PULG.	2 1/2 PULG.	% peso	peso lbs.	cant. bolas
3	31.0		31.0	7405	1496
2 1/2	39.0	34.0	39.0	9316	4235
2	19.0	43.0	19.0	4539	3684
1 1/2	8.0	17.0	8.0	1911	3341
1	3.0	6.0	3.0	717	4176
		TOTAL	100.0	23888	16932

CALCULO DE PORCENTAJE DE CARGA NOMINAL

Es la carga de bolas que se debe agregar diariamente al molino, no debe ser mayor de 110%. Si es menor se agrega o puede agregar bolas.

Potencia de motor = 75.00 HP = 56.0 KW

Energía suministrada= 34.69 KW

Energía consumida = 2.13 KW-h/TMS

% DE CARGA = 62.0 %

POTENCIA PARA MOVER MEDIOS DE MOLIENDA .

Alim. Mineral a molino = 16.3 TMS/h Agua= 2.5 TM/h (pulpa entrante a molino)

ENERGIA SUMINISTRADA SIN CARGA (SOLO CON MEDIOS DE MOLIENDA) = 17.07 KW = 22.9 HP

ENERGIA SUMINISTRADA CON CARGA = 34.69 KW = 46.5 HP

CAPACIDAD MAXIMA (CARGA) (MOLINO DE BOLAS)

ENERGIA SUMINISTRADA SOLO A LA CARGA = 23.6 HP

CAPACIDAD MAXIMA DE MOLINO DE BOLAS = 36.7 TM/h (pulpa)

BALANCE DE AGUA

MINERAL SULFURO

ALIMENTACION = 8.0 TMH/h

HUMEDAD = 7 %

pulpa

	tabla I Densid pulpa	tabla I G.E.	Xs
1	2.400	2.94	0.88
2	1.980	2.94	0.75
3	2.600	3.45	0.87
4	2.600	3.45	0.87
5	2.090	3.45	0.73
6	1.550	2.70	0.56
7	1.440	2.70	0.49

CAUDAL AGUA	DENSIDAD	tabla I G.E.	Xs	M3/h	GPM
Q1	1.000	2.94	0.00	0.4	1.8
Q2	1.000	2.94	0.00	1.5	6.6
Q3	1.000	3.45	0.00	0.0	0.0
Q4	1.000	3.45	0.00	2.8	12.2
Q5	1.000	3.45	0.00	2.1	9.4
total agua				6.8	30.1

	TM/h	TMS/h	M3 / h
F	8.0	7.5	
1	8.5	7.5	3.5
2	10.0	7.5	5.0
3	18.8	16.3	7.2
4	18.8	16.3	7.2
5	21.6	15.9	10.3
6	13.3	7.5	8.6
7	15.4	7.5	10.7

BALANCE EN MOLINO DE BARRAS, BOLAS Y CLASIFICADOR

Q1=	0.4 M3/h	4=	18.8 TM/h	carga circulante/Xs4 tabla III anex
1=	8.5 TM/h	Q4=	2.8 M3/h	medida real.
Q2=	1.5 M3/h	Q3=	0.0 M3/h	cerrado.
2=	10.0 TM/h	3=	18.8 TM/h	
QtMC=	7.4 M3/h			
7=	15.4 TM/h			
6=	13.3 TM/h			
Q5=	2.1 M3/h			

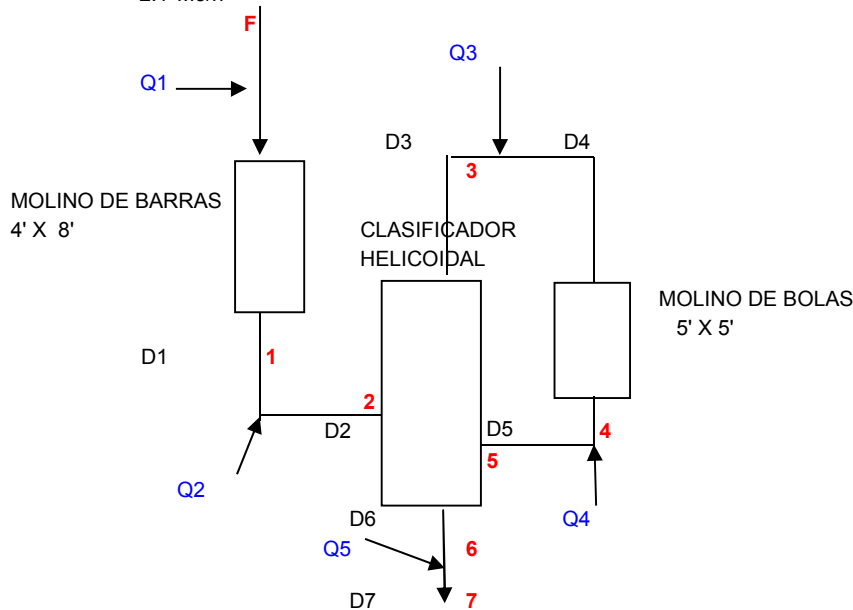


fig. a

BALANCE DE AGUA Y SOLIDOS

Tabla III anexo

$$X_s = \frac{\rho_M (\rho_P - 1)}{\rho_P (\rho_M - 1)} 100$$

X_s = Fracción de sólidos .
 ρ_M = Densidad de mineral.
 ρ_P = Densidad de pulpa..

DE BALANCE GLOBAL Y BALANCE COMPONENTE SOLIDOS OBTENEMOS.
 caudal total de agua agregado en molienda clasificacion: QtMC

QtMC = 7.4 M3/h = 32.4 GPM

Alimentacion de mineral a circuito molienda clasificacion:

F = 7.5 TMS/h

Salida flujo de pulpa del circuito molienda clasificacion. Punt7

P7 = 15.4 TM/h

MINERAL OXIDO

ALIMENTACION 8.0 TMH/h

HUMEDAD = 7 %

	tabla I Pulpa	Densid G.E.	Xs	CAUDAL AGUA	DENSIDAD	G.E	Xs	TM/h	GPM
1	2.245	2.94	0.84	Q1	1.000	2.94	0.00	0.9	3.8
2	1.690	2.94	0.62	Q2	1.000	2.94	0.00	3.2	14.0
3	2.350	3.45	0.81	Q3	1.000	3.45	0.00	0.1	0.4
4	2.300	3.45	0.80	Q4	1.000	3.45	0.00	3.0	13.1
5	1.845	3.45	0.65	Q5	1.000	3.45	0.00	3.1	13.6
6	1.600	2.70	0.60						
7	1.430	2.70	0.48						
							TOTAL AGUA	10.2	45.0

	TM/h	TMS/h
F	8.0	7.5
1	8.9	7.5
2	12.1	7.5
3	7.1	5.7
4	7.2	5.7
5	10.1	6.5
6	12.5	7.5
7	15.6	7.5

BALANCE EN MOLINO DE BARI BOLAS Y CLASIFICADOR

Q1=	0.9 M3/h	4=	7.2 TM/h Carga circulante/Xs4 tabla III anexo
1=	8.9 TM/h	Q4=	3.0 M3/h medida real
Q2=	3.2 M3/h	Q3=	0.1 M3/h
2=	12.1 TM/h	3=	7.1 TM/h
QtMC=	7.6 M3/h		
7=	15.6 TM/h		
6=	12.5 TM/h		
Q5=	3.1 M3/h		

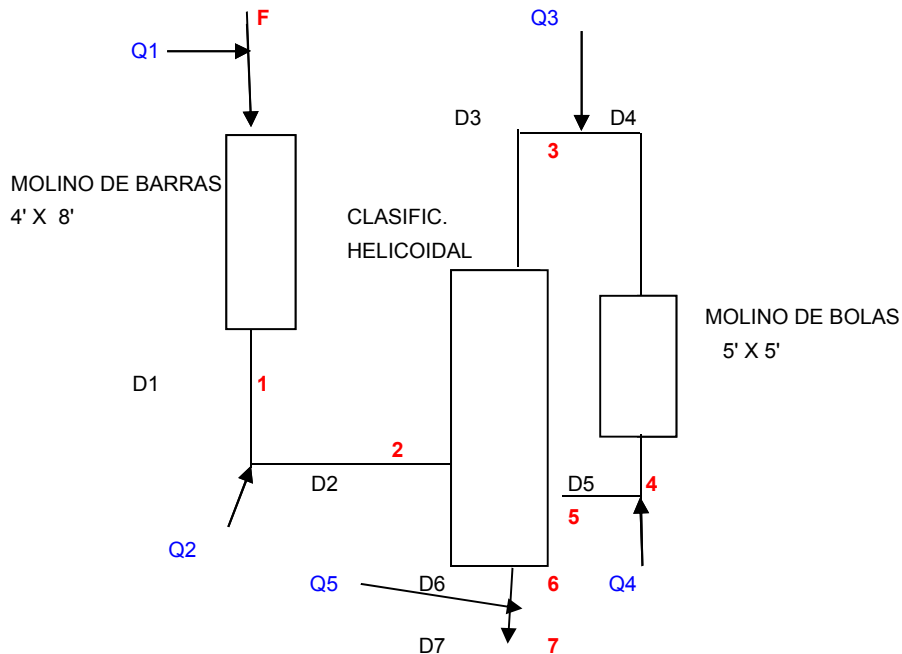


fig. b

BALANCE DE AGUA Y SOLIDOS

Tabla III anexo

$$X_s = \frac{\rho_M(\rho_P - 1)}{\rho_P(\rho_M - 1)} 100$$

X_s = Fracción de sólidos .
 ρ_M = Densidad de mineral.
 ρ_P = Densidad de pulpa..

DE BALANCE GLOBAL Y BALANCE COMPONENTE SOLIDOS OBTENEMOS.

caudal total de agua agregado en molienda clasificacion: QtMC

QtMC =	7.6	M3/h	=	33.5	GPM
--------	-----	------	---	------	-----

Alimentacion de mineral a circuito molienda clasificacion:

F =	7.5	TMS/h
-----	-----	-------

Filujo de pulpa del circuito molienda clasificacion. Punto 7

P7 =	15.6	TM/h
------	------	------

Verificar la versión impresa

Verificar la versión impresa

VI.-C.-CIRCUITO CELDAS DE FLOTACIÓN

ALIMENTACION DE PULPA A CIRCUITO DE FLOTACION = Punto 7
MINERAL SULFURO 7.5 TMS/h $\rho_p =$ 1.44 TM/m3 $GE=$ 2.702
MINERAL OXIDO 7.5 TMS/h $\rho_p =$ 1.43 TM/m3 $GE=$ 2.260

$$V_p = \frac{(GE - 1)}{GE(\rho_p - 1)} =$$

$$V_p = \text{Volúmen de pulpa m3/TMS}$$

$$GE = \text{Gravedad específica de mineral.}$$

$$\rho_p = \text{Densidad de pulpa TM/m3}$$

1.4316 379.173 11.123
Tabla III anexo
Tabla III anexo

EQUIPOS:

CANTIDAD	DESCRIPCION	pie3/unid	total pie3	residen. Min
2	CELDAS UNITARIAS	35.1	70.3	11.2
1	CELDA ACONDICION. PLOMO	124.2	124.2	19.7
8	CELDAS (BANCO) - PLOMO	36.3	290.3	46.1
1	CELDA DE ACONDICION. ZINC	124.2	124.2	19.7
1	SUPERCELDA	124.2	124.2	19.7
8	CELDAS (BANCO) - ZINC	36.3	290.3	46.1
	TUBERIAS DE 4 PULG. DIAM.		102.3	16.3

CONSUMO DE REACTIVOS DE FLOTACION MINERAL SULFURO

Flotación Plomo-Ag.
pH 7
Temp. 18 °C

REACTIVO	PUNTO ADICION	gr /100ml soluc	dosificac ml soluc/min	gr /h	gr / TMS
Complejo (ZnO +NaCN) 3:1	MOLINO BARRAS	10	220	1320	177
3418	MOLINO BARRAS	100	2	120	16
A-31	MOLINO BARRAS	100	2	120	16
ZA1	MOLINO BARRAS	10	36	216	29
NaHSO3	MOLINO BARRAS	10	28	168	22
Z11	REBOSE	10	72	432	58
Complejo (ZnSO4 +NaCN) 3:1	REBOSE	10	26	156	21
Espumante	REBOSE	100	13	750	100
Z11	SCAVENGER	10	5	30	4
ZnO	CLEANER	10	70	420	56
Z11	ACONDICIONADOR Pb	10	5	30	4
Cal	MOLINO BARRAS	10	670	4020	538

Flotacion de Zn
pH 11.9

CuSO4	CABEZA	10	214	1284	172
Z6	CABEZA	10	24	144	19
Z6	ACONDICIONADOR 2	10	1	7	1
Z6	ROUGHER	10	16	96	13
Z6	SCAVENGER	10	22	132	18
Espumante	ACONDICIONADOR 2	100	1	60	8
Cal	CABEZA	10	2000	12000	1606

CONSUMO DE REACTIVOS DE FLOTACION

MINERAL OXIDO

Flotación de Plomo-Ag.

pH 6.7

Temp. 16 °C

REACTIVO	PUNTO ADICION	gr react./100	dosificac ml	gr react./h	gr react/TMS
ZnO	MOLINO BARRAS	10	240	1440	193
3418	MOLINO BARRAS	100	12	720	96
A-31	MOLINO BARRAS	100	5	300	40
ZA1	MOLINO BARRAS	10	40	240	32
NaHSO3	MOLINO BARRAS	10	40	240	32
Z11	REBOSE	10	28	168	22
Complejo (ZnSO4 +NaCN) 3:1	REBOSE	10	25	150	20
Espumante	REBOSE	100	7	420	56
Z11	SCAVENGER	10	8	48	6
Complejo (ZnSO4 +NaCN) 3:1	CLEANER	10	30	180	24
Na2S	ROUGHER	10	7	42	6
Cal	MOLINO BARRAS	10	410	2460	329
Flotacion de Zn					
pH = 11.8					
CuSO4	CABEZA	10	320	1920	257
Z6	CABEZA	10	26	156	21
Z6	ACONDICIONADOR 2	10	0	0	0
Z6	ROUGHER	10	22	132	18
Z6	SCAVENGER	10	36	216	29
Espumante	ACONDICIONADOR 2	100	2	120	16
Cal	CABEZA	10	2000	12000	1606

BALANCE DE MATERIA EN CIRCUITO FLOTACION.

Concentrado producido

$$CcPb = F \frac{(c_1 - c_4)(z_3 - z_4) - (z_1 - z_4)(c_3 - c_4)}{(c_2 - c_4)(z_1 - z_4) - (z_2 - z_4)(c_3 - c_4)}$$

$$CcZn = F \frac{(c_2 - c_4)(z_1 - z_4) - (z_2 - z_4)(c_1 - c_4)}{(c_2 - c_4)(z_3 - z_4) - (z_2 - z_4)(c_3 - c_4)}$$

Porcentaje de recuperacion (distribucion)

$$R_{pb} = \frac{(CcPb)(c_2)}{(F)(c_1)} 100$$

$$R_{zn} = \frac{(CcZn)(z_3)}{(F)(z_1)} 100$$

Relacion de concentracion (ratio)K

$$K_{pb} = \frac{F}{CcPb}$$

$$K_{zn} = \frac{F}{CcZn}$$

(BALANCE METALURGICO)

en tabla IV anexo

$F =$ TMS/h de mineral cabeza.

$CcPb =$ Concentrado de Pb TMS/h

$c_1 =$ % peso de Pb en cabeza.

$c_4 =$ % peso de Pb en relave

$z_3 =$ % peso de Zn en concentrado de Zn

$z_4 =$ % peso de Zn en relave

$z_1 =$ % peso de Zn en cabeza

$c_3 =$ % peso de Pb en concentrado de Zn

$c_2 =$ % peso de Pb en concentrado de Pb

$z_2 =$ % peso de Zn en concentrado de Pb

$R_{pb} =$ % recuperacion de plomo

$R_{zn} =$ % recuperación de zinc

$CcZn =$ Concentrado de Zn TMS/h

$K =$ ratio

BALANCE DE MATERIA (AGUA) EN CIRCUITO DE FLOTACION.

Fig. 7 (flow sheet) y tablas III y IV anexo

MINERAL SULFURO

BALANCE EN FILTRO.		concentrado	humedad=	10 %
Punto11	1.91 TM/h	Punto ccPb=	1.56 TM/h	(humedo)
Punto12	1.19 TM/h	Punto ccZn =	0.76 TM/h	(humedo)
f Pb	0.35 TM/h	f Zn	0.43 TM/h	

BALANCE EN CIRCUITO PLOMO- ZINC

Punto13	35.6 TM/h		
Punto 7	15.4 TM/h		
Punto 9	16.1 TM/h		
QPb=	2.7 M3/h	AGUA AGREGADO EN CIRCUITO PLOMO	
QZn=	20.7 M3/h	AGUA AGREGADO EN CIRCUITO ZINC	
FLUJO DE AGUA EN CIRCUITO FLOTACION:			
Q flot.=	23.3 M3/h		
FLUJO DE AGUA EN CIRCUITO MOLIENDA CLASIFICACION.			
QtMC =	7.4 M3/h		

FLUJO TOTAL DE AGUA AGREGADO EN TODO EL SISTEMA PARA MINERAL SULFURO:

QT =	30.7 M3/h	122.8 GPM
------	-----------	-----------

MINERAL OXIDO.

BALANCE EN FILTRO.		concentrado	humedad=	10 %
Punto11	0.57 TM/h	Punto ccPb=	0.39 TM/h	(humedo)
Punto12	1.62 TM/h	Punto ccZn =	1.33 TM/h	(humedo)
filtrado Pb	0.19 TM/h	filtrado Zn	0.29 TM/h	

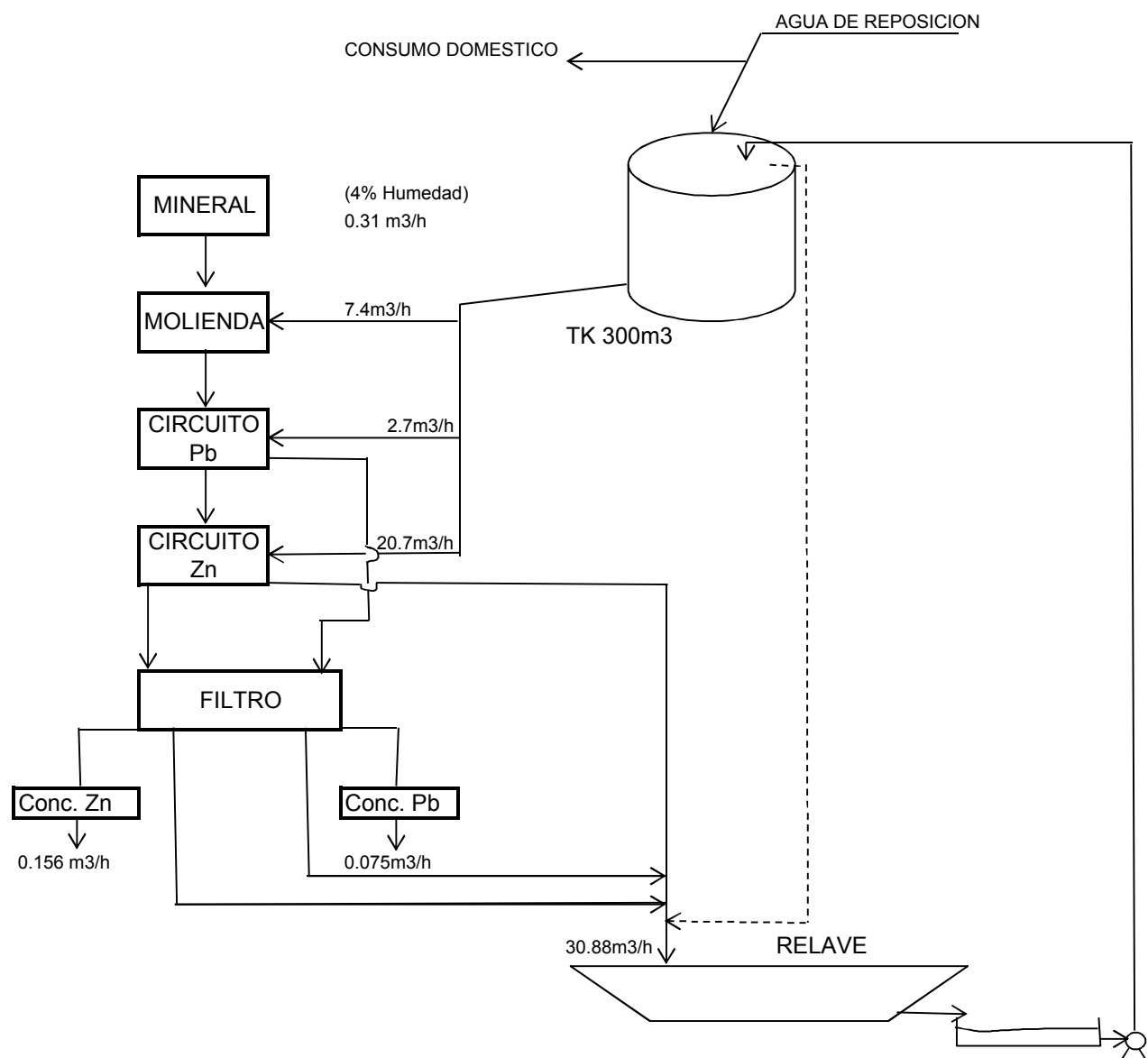
BALANCE EN CIRCUITO PLOMO- ZINC

Punto13	35.96 TM/h		
Punto 7	15.6 TM/h		
Punto 9	23.48 TM/h		
QPb=	8.5 M3/h	AGUA AGREGADO EN CIRCUITO PLOMO	
QZn=	14.1 M3/h	AGUA AGREGADO EN CIRCUITO ZINC	
FLUJO DE AGUA EN CIRCUITO FLOTACION:			
Q flot.=	22.6 M3/h		
FLUJO DE AGUA EN CIRCUITO MOLIENDA CLASIFICACION.			
QtMC =	7.6 M3/h		

FLUJO TOTAL DE AGUA AGREGADO EN TODO EL SISTEMA PARA MINERAL OXIDO:

QT =	30.2 M3/h	120.4 GPM
------	-----------	-----------

VI-D.-BALANCE DE AGUA EN PLANTA CONCENTRADORA. 8 TMH/h



CONSUMO DE AGUA EN EL PROCESO

	ENTRADA m3/h	SALIDA m3/h
Mineral	0.310	
Molienda	7.400	
Circuito Pb	2.701	
Circuito Zn	20.700	
Concentrado Pb		0.075
Concentrado Zn		0.156
Relave		30.880
TOTAL	31.111	31.111

Fig. 5

VI-E COSTO Y VALOR DE MINERAL.

COSTO DE MINERAL

El costo de operación de Cía. Minera Toma La Mano es de 57\$/TM por mineral extraído incluyendo costo de transporte a planta. El costo de tratamiento del mineral en planta se detalla a continuación, al igual el costo de transporte de concentrados a Lima.

		\$/TMS.	
COSTO DE EXTRACCIÓN MINERAL MINA		57.00	
COSTO TRATAMIENTO DE MINERAL EN PLANTA \$/TMS			
Reactivos y molturantes	3.47		Tabla V anexo
Consumo de energía eléctrica	6.85		
Mantenimiento y desgaste de muelas de chancadoras.	2.25		
Sueldos y salarios, seguros.	4.92		
Herramientas	0.10		
Implementos de seguridad.	0.18		
Gastos administrativos.	3.21		
Costo fijo UNASAM.	7.92		
COSTO TRATAMIENTO MINERAL EN PLANTA		28.90	0.280TMScc/TMS mineral sulfuro = 0.301 TMHcc/TMS
COSTO TRANSP. CONCENTRADO 10%Hum \$40/TM a LIMA :		11.20	0.207TMScc/TMS mineral oxido = 0.223 TMHcc/TMS
COSTO TOTAL DE MINERAL		97.10 \$/TMS	

COSTO-VALOR DE MINERAL Y BENEFICIO ECONOMICO

PRECIO BOLSA METALES LONDRES		
Ag	700	ctvs\$/onz.troy
Au	415	\$/onz.troy
Pb	950	\$/TM
Zn	1100	\$/TM

VALOR DE MINERAL= (VALOR CONCENTRADO Pb\$/TMS x CONCENTRADO PbTMS + VALOR CONCENTRADO Zn\$/TMS x CONCENTRADO ZnTMS)
MINERAL CABEZA TMS

MINERAL SULFURO

	PESO TMS	LEYES				CONTENIDO				DISTRIBUCIÓN				
		Pb %	Ag onz/TM	Au gr/TM	Zn %	Pb TM	Ag onz	Au gr	Zn TM	Pb	Ag	Au	Zn	RATIO
CABEZA	7.500	12.15	33.08		6.45	0.911	248.102		0.484	100.00	100.00		100.00	
CONCENTRADO PLOMO	1.410	58.10	160.18		8.24	0.819	225.866		0.116	89.9	91.0		24.0	5.32
CONCENTRADO ZINC	0.687	3.95	14.59		49.47	0.027	10.031		0.340	3.0	4.0		70.3	10.91
RELAVE	5.403	1.20	2.29		0.51	0.065	12.387		0.028	7.1	5.0		5.7	
CABEZA RECALCULADA		12.15	33.1045		6.45	0.911	248.284		0.484	100.0	100.0		100.0	

VALOR DE MINERAL	230.93 \$/TMS
------------------	---------------

VALOR DE CONCENTRADOS

CONCENTRADO DE PLOMO: 1,122.22 \$/TMS
CONCENTRADO DE ZINC: 217.56 \$/TMS

MINERAL OXIDO

	PESO TMS	LEYES				CONTENIDO				DISTRIBUCIÓN				
		Pb %	Ag onz/TM	Au gr/TM	Zn %	Pb TM	Ag onz	Au gr	Zn TM	Pb	Ag	Au	Zn	RATIO
CABEZA	7.500	2.65	21.00		10.28	0.199	157.493		0.771	100.00	100.00		100.00	
CONCENTRADO PLOMO	0.348	21.01	213.19		18.57	0.073	74.282		0.065	36.8	54.5		8.4	21.52
CONCENTRADO ZINC	1.204	1.98	18.78		56.13	0.024	22.620		0.676	12.0	16.6		87.7	6.23
RELAVE	5.947	1.71	6.64		0.51	0.102	39.466		0.030	51.2	28.9		3.9	
CABEZA RECALCULADA		2.65	18.18		10.28	0.199	136.368		0.771	100.0	100.0		100.0	

VALOR DE MINERAL	98.47 \$/TMS
------------------	--------------

VALOR DE CONCENTRADOS

CONCENTRADO DE PLOMO: 1,066.07 \$/TMS
CONCENTRADO DE ZINC: 304.82 \$/TMS

BENEFICIO ECONOMICO : VALOR MINERAL \$/TMS -COSTO DE MINERAL \$/TMS

BENEFICIO ECONOMICC			
MINERAL SULFURO	230.93 \$/TMS -78.22 \$/TMS	152.71	\$/TMS
MINERAL OXIDO	98.47 \$/TMS - 78.22 \$/TMS	20.25	\$/TMS

VALOR DE MINERAL

CONCENTRADO DE PLOMO/PLATA

TMH	=	1.111
AGUA	= 10.00%	0.111
TMS	=	1.000
MERMA	= 0.50%	0.005
TMSneto	=	0.995

PRECIO BOLSA METALES LONDRES			
Pb	950.000	\$/TM	43.091 ctvs\$/lb
Ag	700.000	ctvs\$/onz	
Au	415.000	\$/onz	

Leyes			
Pb	58.100 %:		
Ag	145.310 onz/TC	=	160.177 onz/TM
Au	0.044 onz/TC	=	0.049 onz/TM
As	1.500 %:		
Sb	1.000 %		
Bi	0.020 %		
Zn	8.240 %		
Hg	25.000 ppm		

CONTENIDOS PAGABLES (contenido metálico - deducción pérdidas metalurgicas).

		para Au		=	1.5	gr/TM	=	0.048	onz/TM					
Pb	si 58.100 * 95% >58.100-3 =>	58.100-3	sino =>	58.100 *95% =>										
Ag	(160.177	-1.500) onz/TM x	95.0%	=	100ctvs\$	150.743	onz/TM x	700.000	ctvs\$/onz	=	1055.201	
Au	si 0.049<0.048=>0	(0.049	-0.048) onz/TM x	95.0%	=		0.001	onz/TM x	415.000	\$/onz	=	0.394
												TOTAL PAGABLE \$	=	1579.045

DEDUCCIONES:

MAQUILA DE TRATAMIENTO :

												250.000
--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	---------

PRECIO BASE COSTO TRAT. FUNDICION Y/O REFINACION:	22.000	ctvs\$/lb	Pb									
---	--------	-----------	----	--	--	--	--	--	--	--	--	--

Pb	si 43.091<22.000=> 0	43.091	-22.000)cts \$/lb	=	21.091	ctvs \$/lb x	4.000	\$/TM /	1.000	ctvs\$/lb	= 84.364
----	----------------------	--------	---------	------------	---	--------	--------------	-------	---------	-------	-----------	----------

CARGA REFINACION

Ag	(base0.4\$/onz) si 7.00 x6.5%<0.4=> 0.4	sino 7.00 x 6.5%=>	150.743	onz/TM	x							
----	---	--------------------	---------	--------	---	--	--	--	--	--	--	--

Au			0.001	onz/TM x	10.00	\$/Oz						
----	--	--	-------	----------	-------	-------	--	--	--	--	--	--

PENALIDADES

As	(1.500	-	0.300)	% =	1.200	% x	2.50	\$/TMS / 0.10%	=	30.000
Sb	(1.000	-	0.300)	% =	0.700	% x	2.50	\$/TMS / 0.10%	=	17.500
Bi	(0.020	-	0.050)	% =	0.000	% x	2.00	\$/TMS / 0.01%	=	0.000
Hg	(25.000	-	30.000)	ppm =	0.000	ppm	1.50	\$/TMS/10ppm	=	0.000
Zn	(8.240	-	8.000)	% =	0.240	% x	3.00	\$/TMS / 1.00%	=	0.720

TOTAL DEDUCCION	\$	-451.182
-----------------	----	----------

VALOR CONCENTRADOS	1,127.9	\$/TMS
--------------------	---------	--------

0.995 TMSneto	VALOR CONCENTRADO NETO	= 1,122.2	\$/TMS
---------------	------------------------	-----------	--------

RATIO	=	5.3
-------	---	-----

VALOR MINERAL	=	211.0	\$/TMS
---------------	---	-------	--------

CONCENTRADO DE ZINC.

TMH		1.111
AGUA	10.000%	0.111
TMS		1.000
MERMA	0.500%	0.005
TMSneto		0.995

BOLSA METALES LONDRES	
Zn	1100.000 \$/TM
Ag	700.000 ctvs\$/onz

leyes		
Zn	49.470 %	
Ag	13.240 onz/TC	14.595 onz/TM
As	1.500 %	
Sb	1.000 %	
Fe	8.500 %	
SiO2	2.750 %	

										\$
CONTENIDOS PAGABLES /TMS (contenido metálico-deducción por pérdidas metalúrgicas).										
Zn	si 49.470x85% > 49.470-8.0 => 49.470-8.0	sino => 49.470 x 85% =>	=							
Ag	(14.595	-3.500) onz/TMS	x	65.0%	= \$/100ctvs\$	x	41.470 %	x	1100.000 \$/TM	= 456.170
							7.212 onz/TMS	x	700.000 ctvs\$/onz	= 50.484

DEDUCCIONES										
MAQUILA DE TRATAMIENTO:										
PRECIO BASE TRAT. REFINACION Y/O FUNDICION										
Zn	si 1100.0<1000=>0	sino1100-1000=	1100.000	-1000.000) \$/TMS	=	100.000	\$/TMS x	0.200	\$/TMS /
	si 1100.0>1000.0=> 0	sino 1100.0-1000.0=	1100.000	-1000.000) \$/TMS	=	0.000	\$/TMS x	0.120	\$/TMS /
									1.000	\$/TMS
									1.000	\$/TMS
										= 20.000
										= 0.000

PENALIDADES										
As		1.500	-	0.200)	%	=	1.300	% x	1.50 \$/DMT / 0.10% = 19.500
Sb	(1.000	-	0.200)	%	=	0.800	% x	1.50 \$/DMT / 0.10% = 12.000
Fe	(8.500	-	8.000)	%	=	0.500	% x	2.00 \$/DMT / 1.00% = 1.000
SiO2	(2.750	-	2.500)	%	=	0.250	% x	2.00 \$/DMT / 1.00% = 0.500

TOTAL DEDUCCION		\$	=	-288.000
VALOR CONCENTRADO			=	218.654 \$/TMS
0.995	VALOR CONCENTRADO NETO		=	217.56 \$/TMS
RATIO				10.91
VALOR MINERAL			=	19.94 \$/TMS

VII.- CONCLUSIONES.

- El Molino de Barras está trabajando con una carga nominal de 93% que es cercano al máximo permitido por el motor del molino. Lo que quiere decir está en límite de tonelaje que pueda tratar el molino.
- Los parámetros de operación obtenidos, están en el rango permisible, para los equipos y el mineral.
- Observamos que la eficiencia de clasificación del clasificador es mejor en el mineral óxido. La clasificación por encima de 70% es óptima. Pues es mejor el grado de liberación de minerales.
- El agua añadido al sistema tanto en molienda-clasificación como en flotación, es con el fin de tener la densidad adecuada de 1.300 para el proceso de flotación, así como también para hacer fluir la pulpa a través de los ductos. En la clasificación, agua arrastra a las partículas finas y mejora la clasificación al aumentar dicho flujo de agua.
- Se realiza la evaluación del circuito molienda clasificación para establecer las variables y parámetros optimos con el objetivo de incrementar el porcentaje de malla -200 en el producto de la molienda para mejorar la recuperación del contenido de los metalicos.
- La evaluación del clasificador consiste en determinar la carga circulante determinada por granulometría, los flujos de entrada (feed) y salidas (under y over) del clasificador , el D50 que es el tamaño de corte , eficiencia de clasificación de finos , gruesos y el total.
- La eficiencia de la molienda depende de la distribución de tamaños de la alimentación , volumen de carga moledora y su distribución de tamaños, cambios en las características del mineral, distribución de tamaños de los productos del molino y eficiencia del clasificador.

- En la molienda de mineral sulfuro la carga circulante es mucho mayor que en la molienda de mineral óxido. Es por el alto contenido de pirita en el mineral sulfuro.
- La pulpa de mineral recorre todo el circuito desde el rebose del clasificador al filtro, por gravedad, debido a una diferencia de altura de aprox. 9 mts.
- El caudal de agua a la planta en verano disminuye, afectando la operación de la planta, pues el caudal está por debajo de lo requerido calculado en el presente informe.
- La cantidad de muestra mínima requerida como representativa, está en función de la partícula más grande del lote muestreado.
- El beneficio económico de un mineral flotado es la diferencia entre el valor del mineral TMS con el costo del mineral TMS, este beneficio debe ser alentador al inversionista así como a la empresa. Por lo que antes de la flotación del mineral, es llevada a cabo tomándose una muestra representativa, la prueba metalúrgica, que determina la cantidad de concentrados a obtenerse y que de acuerdo al contrato de compraventa con el comprador, proceder a dar valor \$/TMS a los concentrados.

VIII.-RECOMENDACIONES.

- Tener esmero en la toma de muestras para la medida de densidad de pulpa. Pues debido a la sedimentación de las partículas no es uniforme su distribución, mas aún cuando está en reposo. Esta es una fuente de error.
- Hacer el balance de materia, mediante análisis granulométrico en todos los circuitos.
- Controlar permanentemente los parámetros de operación en la planta.
- Mantener la molienda en más de 50% malla -200, por ser esta el grado de liberación aproximada del mineral.
- En la molienda de mineral sulfuro, no agregar agua con el canõ Q₃. Pues debido al alto contenido de pirita, esta se queda en la base del ducto entre el clasificador y en molino de bolas (cerca al scoop), lo que luego de cierto tiempo, obstruye el pase hacia el scoop, y que el agua agregada, será rechazada, saturándose el scoop y provocando rebalse de pulpa.
- Debido al considerable contenido de plata en el relave, se recomienda la separación en mesas de concentración gravimétricas.
- En mina se recomienda hacer estudios de lixiviación del mineral, para extraer plata y oro. La granulometría del mineral Toma la Mano es favorable para el proceso de lixiviación.
- Es muy importante llevar a cabo las pruebas metalúrgicas además que para dicha prueba se debe obtener muestras muy representativas, si fuera posible, hacer varias pruebas metalúrgicas, con el fin de hacer un buen balance metalúrgico.

IX.- BIBLIOGRAFIA.

- 1.- CHIA AQUIJE Juan 1984 Traductores de CURRIE M. Jhon OPERACIONES UNITARIAS EN PROCESAMIENTO DE MINERALES.
- 2.- ASTUCURI T. Venancio 1994, INTRODUCCIÓN A LA FLOTACIÓN DE MINERALES, Lima 1994.
- 3.- SAUCEDO LOYA Elena 1988, MANUAL DE PRODUCTOS QUÍMICOS PARA MINERÍA, CYANAMID México abril 1988.
- 4.- MANZANEDA CABALA José 2000, PROCESAMIENTO DE MINERALES, Lima 2000.
- 5.- PERRY Robert, GREEN Don, MALONEY James 2000, PERRY MANUAL DEL INGENIERO QUIMICO Editorial Mc Graw Hill, México febrero del 2000.
- 6.- VOGEL Arthur I, 1960, QUIMICA ANALITICA CUANTITATIVA Editorial Kapeluz, Buenos Aires 1960.
- 7.- FIGUEROA LOLI Aquiles, COMERCIALIZACION DE MINERALES UNMSM, Lima 2000.

X.- ANEXOS.

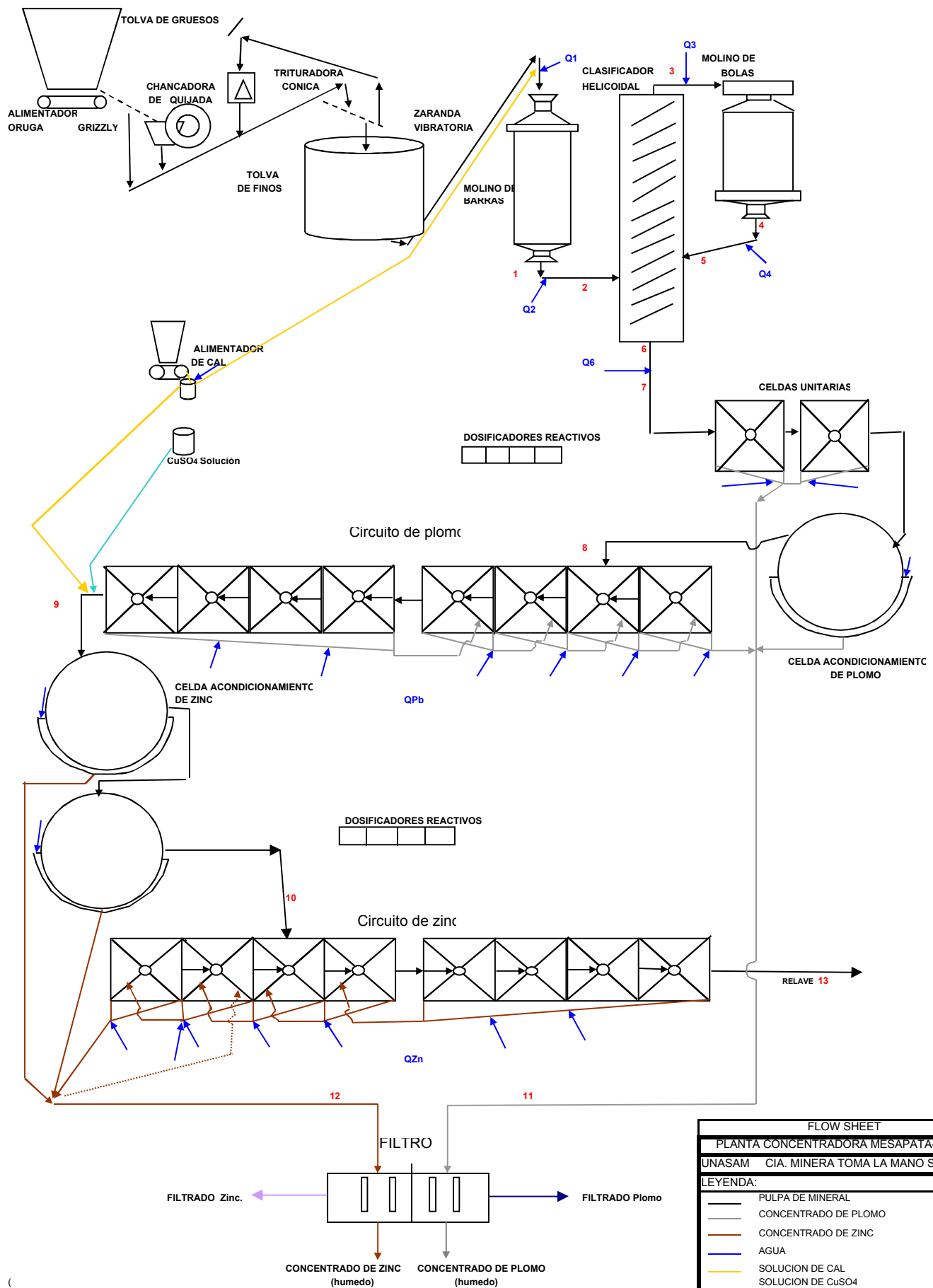


fig. 7

FLOW SHEET	
PLANTA CONCENTRADORA MESAPATA-CATAC	
UNASAM CIA. MINERA TOMA LA MANO S.A.	
LEYENDA:	
	PULPA DE MINERAL
	CONCENTRADO DE PLOMO
	CONCENTRADO DE ZINC
	AGUA
	SOLUCION DE CAL
	SOLUCION DE CuSO4
DIBUJO: Armando ATAMAN AGUIRRE RECUAY, JULIO 2008	

Verificar la versión impresa

TABLA I

GRANULOMETRIA CIRCUITO CHANCADO TRITURACION

		F(TOLVA GRUESOS)			A			B			B'			C			D			E			T			H				
		% peso reten.	% peso acum.	% peso ac.pas	% peso reten.	% peso acum.	% peso ac.pas	% peso reten.	% peso acum.	% peso ac.pas	% peso reten.	% peso acum.	% peso ac.pas	% peso reten.	% peso acum.	% peso ac.pas	% peso reten.	% peso acum.	% peso ac.pas	% peso reten.	% peso acum.	% peso ac.pas	% peso reten.	% peso acum.	% peso ac.pas	% peso reten.	% peso acum.	% peso ac.pas		
MALLA	micron u			100.0						100.0																				
+3	76200	7.5	7.5	92.5				47.8	47.8	52.2				100.0																
+2	50800	8.9	16.4	83.6				23.9	71.7	28.3	6.7	6.7	93.3				100.0													100.0
+1	25400	13.5	29.9	70.1			100.0	10.0	81.7	18.3	26.1	32.8	67.2	20.3	20.3	79.7	13.9	13.9	86.1	49.7	49.7	50.3				100.0	7.7	7.7	92.3	
+3/4	19050	6.7	36.6	63.4	9.5	9.5	90.5	4.0	85.7	14.3	10.6	43.4	56.6	16.8	37.1	62.9	11.8	25.7	74.3	41.3	91.0	9.0	4.3	4.3	95.7	21.3	29.0	71.0		
+1/2	12700	8.9	45.5	54.5	12.8	22.3	77.7	3.5	89.2	10.8	10.1	53.5	46.5	15.0	52.1	47.9	16.7	42.4	57.6	6.4	97.4	2.6	18.3	22.6	77.4	23.7	52.7	47.3		
+1/4	6350	11.2	56.7	43.3	16.0	38.3	61.7	2.4	91.6	8.4	8.8	62.3	37.7	14.1	66.2	33.8	17.8	60.2	39.8	0.1	97.5	2.5	23.3	45.9	54.1	21.3	74.0	26.0		
+10	1680	15.5	72.2	27.8	22.4	60.7	39.3	2.8	94.4	5.6	9.6	71.9	28.1	13.8	80.0	20.0	16.8	77.0	23.0	0.1	97.6	2.4	28.3	74.2	25.8	13.6	87.6	12.4		
+60	250	12.8	85.0	15.0	18.3	79.0	21.0	2.7	97.1	2.9	8.0	79.9	20.1	9.9	89.9	10.1	11.6	88.6	11.4	0.7	98.3	1.7	14.2	88.4	11.6	6.8	94.4	5.6		
+100	150	3.1	88.1	11.9	4.5	83.5	16.5	0.5	97.6	2.4	6.4	86.3	13.7	2.0	91.9	8.1	2.2	90.8	9.2	0.3	98.6	1.4	2.5	90.9	9.1	1.1	95.5	4.5		
+200	74	2.8	90.9	9.1	4.2	87.7	12.3	0.4	98.0	2.0	4.2	90.5	9.5	1.9	93.8	6.2	2.1	92.9	7.1	0.4	99.0	1.0	2.4	93.3	6.7	1.2	96.7	3.3		
-200		9.1	100.0	0.0	12.3	100.0	0.0	2.0	100.0	0.0	9.5	100.0	0.0	6.2	100.0	0.0	7.1	100.0	0.0	1.0	100.0	0.0	6.7	100.0	0.0	3.3	100.0	0.0		
		100.0			100.0			100.0			100.0			100.0			100.0			100.0			100.0			100.0				

eficiencia= 83.7

TABLA II

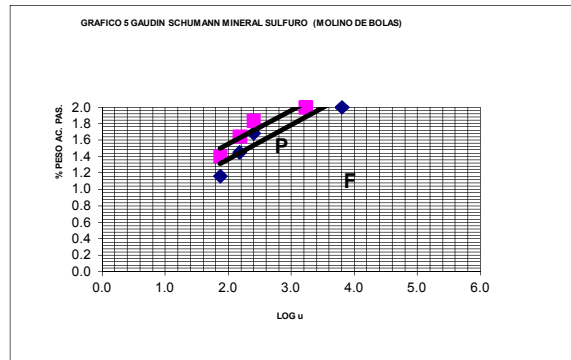
GRANULOMETRIA EN MOLINO DE BOLAS.

MINERAL SULFURO

MALLA	u (micrones)	%F (parc.)	%F (ac.ret.)	%P (parc.)	%P (ac.)	%F(ac. Pas.)	%P(ac. pas.)
+3"	76200						
+2"	50800						
+1"	25400						
+3/4"	19050						
+1/2"	12700						
+1/4"	6350					100.0	100.0
+10	1680	1.8	1.8	0.2	0.2	98.2	99.8
+60	250	50.0	51.8	31.2	31.4	48.2	68.6
+100	150	19.8	71.6	24.3	55.7	28.4	44.3
+200	74	13.8	85.4	18.9	74.6	14.6	25.4
-200		14.6	100.0	25.4	100.0	0.0	0.0
		100.0		100.0			

LOG u (micrones)	Log%F(ac.pas.)	Log%P(ac.pas)
------------------	----------------	---------------

4.881955		
4.705864		
4.404834		
4.279895		
4.103804		
3.802774	2.0000	
3.225309	1.9921	1.9991
2.397940	1.6830	1.8363
2.176091	1.4533	1.6464
1.869232	1.1644	1.4048



MINERAL OXIDO

MALLA	u (micrones)	%F (parc.)	%F (ac.ret.)	%P (parc.)	%P (ac.)	%F(ac. Pas.)	%P(ac. pas.)
+3"	76200						
+2"	50800						
+1"	25400						
+3/4"	19050						
+1/2"	12700						
+1/4"	6350					100.0	100.0
+10	1680	0.2	0.2		0.0	99.8	100.0
+60	250	50.2	50.4	22.00	22.0	49.6	78.0
+100	150	18.0	68.4	19.00	41.0	31.6	59.0
+200	74	10.5	78.9	17.50	58.5	21.1	41.5
-200		21.1	100.0	41.50	100.0		
		100.0		100.0			

LOG u (micrones)	Log%F(ac.pas.)	Log%P(ac.pas)
------------------	----------------	---------------

4.881955		
4.705864		
4.404834		
4.279895		
4.103804		
3.802774	2.0000	
3.225309	1.9991	2.0000
2.397940	1.6955	1.8921
2.176091	1.4997	1.7709
1.869232	1.3243	1.6180

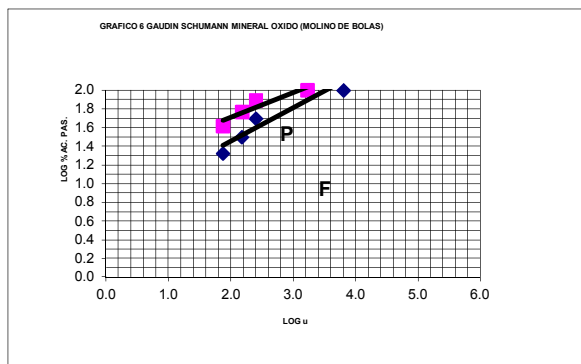


TABLA III

CIRCUITO MOLIENTA FLOTACION

GRANULOMETRIA MINERAL SULFURO.

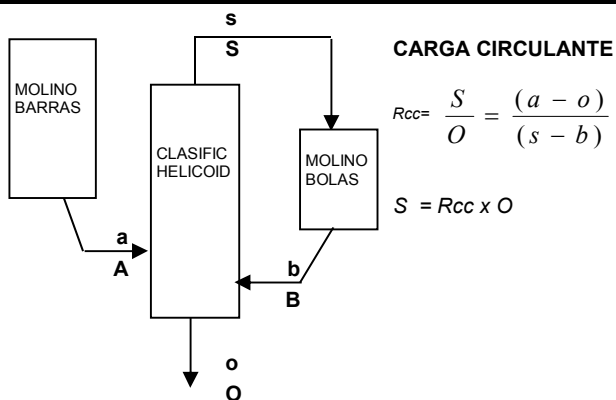
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13
DENSIDAD	2.400	1.980	2.560	2.640	2.090	1.550	1.440	1.480	1.310	1.205	1.680	1.390	1.110
G.E.	2.941	2.941	3.448	3.448	3.448	2.702	2.702	2.702	2.702	2.702	2.220	1.960	2.910
Xs	0.884	0.750	0.858	0.875	0.735	0.563	0.485	0.515	0.376	0.270	0.737	0.573	0.151
MALLA	% PESO	% PESO	% PESO	% PESO	% PESO	% PESO	% PESO	% PESO	% PESO	% PESO	% PESO	% PESO	% PESO
10	4.5	4.5	1.8	0.2	0.2								
60	52.5	52.5	50.0	31.2	31.2	18.5	18.5	18.5	29.4	12.8	0.2	0.4	9.5
100	10.0	10.0	19.8	24.3	24.3	14.4	14.4	14.4	19.4	15.0	0.4	5.0	14.2
200	9.0	9.0	13.8	18.9	18.9	19.0	19.0	19.0	17.6	18.2	5.6	24.0	19.9
-200	24.0	24.0	14.6	25.4	25.4	48.1	48.1	48.1	33.6	54.0	93.8	70.6	56.4
	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0

GRANULOMETRIA MINERAL OXIDO.

	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13
DENSIDAD	2.245	1.690	2.350	2.205	1.850	1.610	1.430	1.450	1.250	1.190	1.240	1.350	1.120
G.E.	3.010	3.010	3.330	3.330	3.330	2.860	2.630	2.700	2.860	2.630	1.470	1.540	2.860
Xs	0.830	0.611	0.821	0.781	0.657	0.583	0.485	0.493	0.308	0.258	0.605	0.739	0.165
MALLA	% PESO	% PESO	% PESO	% PESO	% PESO	% PESO	% PESO	% PESO	% PESO	% PESO	% PESO	% PESO	% PESO
10	0.2	0.2	0.2										
60	33.1	33.1	50.2	22.0	22.0	12.0	6.0	10.0	11.8	6.8	0.3	0.6	11.0
100	14.5	14.5	18.0	19.0	19.0	15.0	13.6	15.0	17.4	2.9	1.3	11.5	17.5
200	14.0	14.0	10.5	17.5	17.5	19.0	18.0	20.4	20.4	21.0	6.2	22.4	21.9
-200	38.2	38.2	21.1	41.5	41.5	54.0	62.4	54.6	50.4	69.3	92.2	65.5	49.6
	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0

DETERMINACION DE CARGA CIRCULANTE EN MOLINO DE BOLAS

MINERAL SULFURO							MINERAL OXIDO						
ALIMENTACION F = 7.4 TMS/h							ALIMENTACION F = 7.4 TMS/h						
	2	3	4	6	Rcc	S		2	3	4	6	Rcc	S
	a	s	b	o		TMS/h		a	s	b	o		TMS/h
MALLA	% ACUM RETEN.	% ACUM RETEN.	% ACUM RETEN.	% ACUM RETEN.	RELACION CARG. CIR.	CARGA CIRCUL.	MALLA	% ACUM RETEN.	% ACUM RETEN.	% ACUM RETEN.	% ACUM RETEN.	RELACION CARG. CIR.	CARGA CIRCUL.
60							60						
100	67.0	71.6	55.7	32.9	2.14	16.0	100	47.8	68.4	41.0	27.0	0.76	5.6
200	76.0	85.4	74.6	51.9	2.23	16.6	200	61.8	78.9	58.5	46.0	0.77	5.8
-200							-200						



Rcc= Relación de carga circulante.
a = % acumul.retenido descarg de molino de barras.
b = % acumul.retenido descarg Molino bolas.
s = % acumul.retenido Alim. Molino bolas
o = % acumul.retenido Rebose.
A,B,S,O = TMS/h de mineral.

fig. c

TABLA IV

BALANCE METALURGICO MINERAL SULFURO TOMA LA MANO PARA UNA HORA.

PRODUCTO	PESO TM	LEYES			CONTENIDO			DISTRIBUCION			RATIO
		Ag onz/TC	Pb %	Zn %	Ag onz.	Pb TN.	Zn TN.	Ag. %	Pb. %	Zn %	
Cabeza	7.470	30.01	12.15	6.45	247.11	0.91	0.48	100.00	100.00	100.00	
Conc. Pb	1.404	145.31	58.10	8.24	204.08	0.82	0.12	90.97	89.91	24.02	5.32
Conc. Zn	0.685	13.24	3.95	49.47	9.06	0.03	0.34	4.04	2.98	70.29	10.91
Relave	5.381	2.08	1.20	0.51	11.19	0.06	0.03	4.99	7.11	5.70	
Cab.Cal.		30.03	12.15	6.45	224.34	0.91	0.48	100.00	100.00	100.00	

BALANCE METALURGICO MINERAL OXIDO TOMA LA MANO PARA UNA HORA.

PRODUCTO	PESO TM	LEYES			CONTENIDO			DISTRIBUCION			RATIO
		Ag onz/TC	Pb %	Zn %	Ag onz.	Pb TN.	Zn TN.	Ag. %	Pb. %	Zn %	
Cabeza	7.470	19.05	2.65	10.28	156.86	0.20	0.77	100.00	100.00	100.00	
Conc. Pb	0.347	193.40	21.01	18.57	67.12	0.07	0.06	54.47	36.83	8.39	21.52
Conc. Zn	1.199	17.04	1.98	56.13	20.44	0.02	0.67	16.59	12.00	87.67	6.23
Relave	5.923	6.02	1.71	0.51	35.66	0.10	0.03	28.94	51.17	3.93	
Cab.Cal.		16.49	2.65	10.28	123.22	0.20	0.77	100.00	100.00	100.00	

Verificar la versión impresa

REPORTE DEL INGRESO DE MINERAL FEBRERO 2006									
CORPORACION MINERA TOMA LA MANO S.A.									
Nº	DIA	P - BRUTO (Kgr)	TARA (Kgr)	P - NETO (Kgr)	P - NETO (TMH)	HUMEDAD (%)	P - UTIL (TMS)	Nº DE GUIA	CAMION
1	01	39270.00	15140.00	24,130.00	24.130	6.7	22.513	002-2583	XE-2100
2	01	40220.00	13230.00	26,990.00	26.990	6.7	25.182	002-2584	WGC-378
3	01	39030.00	15150.00	23,880.00	23.880	6.7	22.280	002-2585	XI-8765
4	01	38260.00	13000.00	25,260.00	25.260	6.7	23.568	002-2586	WD-8587
5	02	43210.00	15020.00	28,190.00	28.190	6.6	26.329	002-2587	WG-1263
6	02	39340.00	13620.00	25,720.00	25.720	6.6	24.022	002-2589	WGC-378
7	02	43020.00	14850.00	28,170.00	28.170	6.6	26.311	002-2590	WG-1264
8	02	40340.00	15370.00	24,970.00	24.970	6.6	23.322	002-2591	XE-2100
9	02	40840.00	15220.00	25,620.00	25.620	6.6	23.929	002-2592	XI-8765
10	02	39150.00	13840.00	25,310.00	25.310	6.6	23.640	002-2593	WD-8587
11	03	43340.00	15200.00	28,140.00	28.140	6.8	26.226	002-2594	WG-1263
12	03	39950.00	14850.00	25,100.00	25.100	6.8	23.393	002-2596	XE-2100
13	03	41380.00	14870.00	26,510.00	26.510	6.8	24.707	002-2597	WG-1264
14	03	38720.00	13280.00	25,440.00	25.440	6.8	23.710	002-2598	WGC-378
15	04	42230.00	14850.00	27,380.00	27.380	6.1	25.710	002-2600	WG-1264
16	04	43470.00	15,260.00	28,210.00	28.210	6.1	26.489	002-2601	WG-1263
17	04	39310.00	14,950.00	24,360.00	24.360	6.1	22.874	002-2603	XE-2100
18	04	37310.00	13060.00	24,250.00	24.250	6.1	22.771	002-2604	WD-8587
19	04	38250.000	14950.000	23,300.00	23.300	6.1	21.879	002-2605	XI-8765
20	04	37720.000	13560.000	24,160.00	24.160	6.1	22.686	002-2606	WGF-932
21	05	35040.000	13110.000	21,930.00	21.930	6.2	20.570	002-2607	WGC-378
22	05	35640.000	13540.000	22,100.00	22.100	6.2	20.730	002-2608	WGF-932
23	05	36050.000	15060.000	20,990.00	20.990	6.2	19.689	002-2609	WGL-584
24	07	43580.000	14870.000	28,710.00	28.710	6.3	26.901	002-2555	WGD-705
25	09	36210.000	14980.000	21,230.00	21.230	6.3	19.893	002-2611	WGL-584
26	13	37090.000	13110.000	23,980.00	23.980	7.6	22.158	002-2615	WD-8587
27	13	39680.000	14970.000	24,710.00	24.710	7.6	22.832	002-2616	XI-8765
28	13	45120.000	15220.000	29,900.00	29.900	7.6	27.628	002-2617	WGI-263
29	13	43940.000	14900.000	29,040.00	29.040	7.6	26.833	002-2618	WGD-705
30	13	39180.000	15310.000	23,870.00	23.870	7.6	22.056	002-2619	WGI-584
31	13	30000.000	13860.000	16,140.00	16.140	7.6	14.913	002-2620	WGF-932
32	14	36810.000	13210.000	23,600.00	23.600	6.7	22.019	002-2622	WD-8587
33	14	39500.000	15030.000	24,470.00	24.470	6.7	22.831	002-2623	XI-8765
34	14	35740.000	13780.000	21,960.00	21.960	6.7	20.489	002-2624	WGF-932
35	14	38130.000	15140.000	22,990.00	22.990	6.7	21.450	002-2625	WGL-584
36	14	41480.000	15200.000	26,280.00	26.280	6.7	24.519	002-2626	WGI-263
37	14	41470.000	15160.000	26,310.00	26.310	6.7	24.547	002-2627	WGD-705
38	15	38810.0	15090.000	23,720.00	23.720	6.7	22.131	002-2629	XI-8765
39	15	36960.0	13150.000	23,810.00	23.810	6.7	22.215	002-2630	WD-8587
40	15	44750.0	15100.000	29,650.00	29.650	6.7	27.663	002-2631	WGI-264
41	15	44320.0	15210.000	29,110.00	29.110	6.7	27.160	002-2632	WGD-705
42	15	42620.0	15100.000	27,520.00	27.520	6.7	25.676	002-22633	WGI-263
43	15	39050.0	13920.000	25,130.00	25.130	6.7	23.446	002-2634	WGF-932
44	15	39050.0	15060.000	23,990.00	23.990	6.7	22.383	002-2635	WGL-584
45	16	37810.0	14680.000	23,130.00	23.130	6.6	21.603	002-2636	WGF-932
46	16	42790.0	14990.000	27,800.00	27.800	6.6	25.965	002-2637	WGI-263
47	16	43330.0	14870.000	28,460.00	28.460	6.6	26.582	002-2639	WGI-264
48	16	38670.0	14940.000	23,730.00	23.730	6.6	22.164	002-2640	WGI-584
49	16	37070.0	13030.000	24,040.00	24.040	6.6	22.453	002-2641	WD-8587
50	16	40350.0	15140.000	25,210.00	25.210	6.6	23.546	002-2642	XI-8765
51	16	43110.0	15170.000	27,940.00	27.940	6.6	26.096	002-2638	WGD-705
52	17	38830.0	13890.000	24,940.00	24.940	6.4	23.344	002-2643	WGF-932
53	17	43110.0	14,930.00	28,180.00	28.180	6.4	26.376	002-2645	WGI-263
54	17	44790.0	15,250.00	29,540.00	29.540	6.4	27.649	002-2646	WGI-264
55	17	38090.0	15,060.00	23,030.00	23.030	6.4	21.556	002-2647	XI-8765
56	17	41370.0	14,890.00	26,480.00	26.480	6.4	24.785	002-2648	XE-2100
57	18	37730.0	13,060.00	24,670.00	24.670	6.0	23.190	002-2650	WD-8587
58	18	38780.0	15,050.00	23,730.00	23.730	6.0	22.306	002-2651	XI-8765
59	18	44010.0	15,230.00	28,780.00	28.780	6.0	27.053	002-2652	WGI-263
60	18	43450.0	14,810.00	28,640.00	28.640	6.0	26.922	002-2653	WGI-264
61	21	37490.0	13,280.00	24,210.00	24.210	6.0	22.757	002-2654	WGC-378
					TMH	1548.740	TMS	1446.620	
					% H2O	Ag onz/TC	Pb %	Zn %	
					6.6	18.5	3.60	4.33	

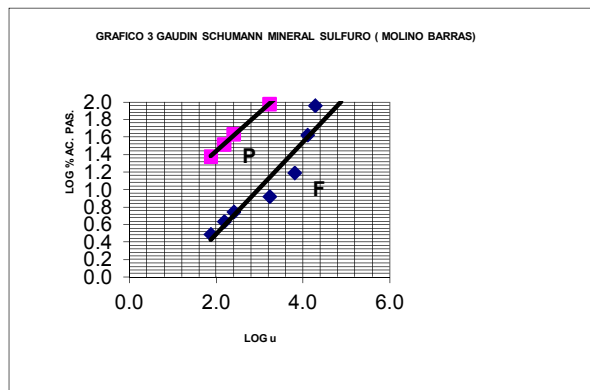
LOTES MES FEBRERO 2006

LOTE	TOTAL DE GUÍAS		PESO	H2O(%)	PESO	LEYES		
	DESDE	HASTA	TMH		TMS	Ag onz/TC	Pb%	Zn%
1	2583	2586	100.260	6.7	93.543	23.33	4.73	4.82
2	2587	2593	157.980	6.6	147.553	25.28	4.57	5.44
3	2594	2598	105.190	6.8	98.037	14.58	3.04	3.91
4	2600	2606	151.660	6.1	142.409	17.49	4.86	4.49
5	2607	2609	65.020	6.2	60.989	13.59	2.56	3.29
6	2555	2611	49.940	6.3	46.794	17.50	3.47	3.40
7	2615	2620	147.640	7.6	136.419	17.49	3.53	4.28
8	2622	2635	328.540	6.7	306.528	15.56	2.75	4.62
9	2636	2642	180.310	6.6	168.410	14.58	3.54	3.84
10	2643	2648	132.170	6.4	123.711	21.39	3.41	4.91
11	2650	2653	105.820	6.0	99.471	25.28	3.6	3.05
12	2654	2654	24.210	6.0	22.757	25.28	3.6	3.05
	TOTAL		1548.740	6.6	1446.620	18.54	3.60	4.33

2182.35	442.46	450.88
3730.15	674.32	802.69
1429.38	298.03	383.32
2490.73	692.11	639.42
828.84	156.13	200.65
818.89	162.37	159.10
2385.97	481.56	583.87
4769.57	842.95	1416.16
2455.41	596.17	646.69
2646.18	421.85	607.42
2514.62	358.09	303.39
575.31	81.93	69.41
26827.40	5207.98	6263.00

DETERMINACION WORK INDEX MINERAL SULFURO (MOLINO DE BARRAS)

MALLA	u (micrones)	%F (parc.)	%F (ac.ret.)	%P (parc.)	%P (ac.)	%F(ac. Pas.)	%P(ac. pas.)
+3"	76200						
+2"	50800						
+1"	25400					100.0	
+3/4"	19050	8.3	8.3			91.7	
+1/2"	12700	49.6	57.9			42.1	
+1/4"	6350	26.6	84.5			15.5	100.0
+10	1680	7.2	91.7	4.50	4.5	8.3	95.5
+60	250	2.7	94.4	52.50	57.0	5.6	43.0
+100	150	1.3	95.7	10.00	67.0	4.3	33.0
+200	74	1.2	96.9	9.00	76.0	3.1	24.0
-200		3.1	100.0	24.00	100.0	0.0	0.0
		100.0		100.00			



CALCULO DE WORK INDEX MINERAL SULFURO

ALIMENTACION = 7.5 TMS/h

DE GRAFICO 3 GAUDIN SCHUMANN

P(80)= 1122 u

F(80)= 50119 u

Luego Work index por ecuacion de Bond:

Wi= 9.84 KW-h/TMS

caracteristicas motor con reduc. :

volt. :	440 V
pot.:	69 HP
amp.:	90 amp
rpm.:	1150
cos O :	0.8
Intensidad con carga	68.6 AMP
Intensidad sin carga	38.0 AMP

POTENCIA PARA MOVER MEDIOS DE MOLIENDA:

Alim. Mineral a molino = 7.5 TMS/h Agua = 1.05 TM/h (pulpa formada en molino de barras)

ENERGIA SUMINISTRADA SIN CARGA (SOLO CON MEDIOS DE MOLIENDA)= 23.17 KW = 31.1 HP

ENERGIA SUMINISTRADA CON CARGA = 41.82 KW = 56.1 HP

CAPACIDAD (CARGA) MAXIMA (MOLINO DE BARRAS)

ENERGIA SUMINISTRADA SOLO A LA CARGA = 25.0 HP

CAPACIDAD MAXIMA DE MOLINO DE BARRAS = 9.7 TM/h (pulpa)

CONTRATO DE COMPRAVENTA DE CONCENTRADOS DE MINERAL

Los concentrados que se comercializan, pasan por diferentes procesos de transformación, los cuales se llevan a cabo en determinados tipos de plantas. Los concentrados se procesan en las plantas de fundición, el blister en las plantas de refinación. Por lo que tienen condiciones de venta distintas y por lo tanto se aplicarán los descuentos respectivos, dependiendo del mayor o menor grado de pureza.

Los precios se basan en las cotizaciones de las principales bolsas de metales del mundo, como es la bolsa de metales de Londres “London Metal Exchange” (LME), la bolsa de metales de New York “Comodity Exchange” (COMES), entre otras.

El pago a cada metal contenido y pagable del presente contrato, se tomará de las cotizaciones de la bolsa de metales de Londres (LME). También se cuenta los premios, castigos, descuentos (perdidas metalúrgicas), cargos por tratamiento, maquila y/o refinación. Que es como sigue, para el concentrado de Plomo/plata:

Se lleva a cabo el contrato de Compraventa de los concentrados entre el productor “Toma la Mano” y el comprador CORMIN. Este Contrato se convierte en el instrumento de trabajo, a continuación el área comercial procede a la asignación de la producción según las obligaciones adquiridas, contando para ello con la disponibilidad mensual y anual de los materiales.

En el contrato de compraventa aparecen los nombres completos y la dirección legal de las partes, definiéndose al vendedor como “Toma la Mano” S.A. y el comprador CORMIN S.A.

CONCENTRADOS DE PLOMO:

Con los siguientes ensayos aproximados:

Pb	: 40-60 %	As	: 2-4%
Ag	: 200-500 onz/TC.	Sb	: 1-2%
Au	: 0.05-0.15 onz/TC.	Hg	: 30-60ppm.
Bi	: 0.02-0.05%	Zn	: 2-10%.

La cantidad total materia del contrato es de aproximadamente 2000 TMH en el año 2002. La entrega será en los depósitos de CORMIN, ubicado en Ventanilla Km 5.5 Callao.

Plomo: Se pagará el 95% del contenido con una deducción mínima de 3 unidades.

Plata : Se deducirá 1.5 onz/TC del contenido, del cual se pagará el 95%.

Oro : Se deducirá 1.5 gr/TM del contenido, del cuál se pagará el 95%.

Maquila deducida será de \$250.00 /TMS de concentrado. Esta maquila está basada en un precio de plomo de 1.00ctvs\$/lb que el precio del plomo suba con relación a la base.

Cargos de refinación será:

Plata : El 6.5% de la cotización de plata (considerando un mínimo de 0.04\$/onz) y se cargará por el contenido deducido por pérdidas metalúrgicas.

Oro : se cargará 10\$/onz.

Penalidades serán:

Arsénico : 2.5\$/TMS por cada 0.1% encima de 0.3%.

Antimonio: 2.5\$/TMS por cada 0.1% encima de 0.3%.

Bismuto : 2.0\$/TMS por cada 0.01% encima de 0.05%.

Mecurio : 1.5\$/TMS por cada 10 ppm sobre 30 ppm.

Zinc : 3.0\$/TMS por cada 1% encima de 8%.

Al peso final se le aplicará una deducción de 0.5% del peso neto entregado, como compensación por las mermas que ocurran durante el almacenamiento, manipulación y transporte del concentrado.

CONCENTRADOS DE ZINC:

Con los siguientes ensayos aproximados:

Zn	: 20-60 %	As	: 1-4%
Ag	: 10-30 onz/TC.	Sb	: 1-2%
Fe	: 5-10%	Pb	: 2-10 %

SiO₂ : 2-10%.

La cantidad total materia del contrato es de aproximadamente 2000 TMH en el año 2002.

La entrega será en los depósitos de CORMIN, ubicado en Ventanilla Km 5.5 Callao.

El pago a cada metal contenido y pagable se tomará de las cotizaciones de la bolsa de metales de Londres (LME). También se cuenta los premios, castigos, descuentos (perdidas metalúrgicas), cargos por tratamiento, maquila y/o refinación. Que es como sigue, para el concentrado de Zinc:

Zinc: Se pagará el 85% del contenido con una deducción mínima de 8 unidades.

Plata : Se deducirá 3.5 onz/TC del contenido, del cual se pagará el 65%.

Maquila deducida será de \$235.00 /TMS de concentrado. Esta maquila está basada en un precio de Zinc de 1000\$/TMS que el precio del Zinc suba con relación a la base.

Penalidades serán:

Arsénico : 1.5\$/TMS por cada 0.1% encima de 0.2%.

Antimonio: 1.5\$/TMS por cada 0.1% encima de 0.2%.

Fierro : 2.0\$/TMS por cada 1% encima de 8%.

SiO₂ : 2.0\$/TMS por cada 1% encima de 2.5%.

Al peso final se le aplicará una deducción de 0.5% del peso neto entregado, como compensación por las mermas que ocurran durante el almacenamiento, manipulación y transporte del concentrado.

Los ensayes serán finales los de tipo dirimente que determinen los laboratorios A. H. Knight del Perú S.C.R.L., S.G.S. del Perú ó J. Ramón del Perú, cuyo costo será compartido al 50% entre las partes, o los que resulten del canje de los análisis que determine cada una de las partes, el cuál se efectuará en las oficinas de CORMIN en una fecha fijada de común acuerdo. Si la diferencia entre los resultados canjeados no son más de:

Plomo : 0.6%.
Plata : 4.0 onz/TC.
Oro : 0.02onz/TC.
Arsénico: 0.4%.
Bismuto : 0.04%.
Mercurio: 50ppm.
Zinc : 0.5%.

Se considerará como definitivo para cada elemento, el promedio de los resultados.

Si la diferencia es mayor a lo indicado, se ordenarán análisis dirimientes, que se realizarán en:

Alfred H. Knight del Perú S.C.R.L.
J. Ramón del Perú.
Alex Stewart del Perú.
Inspectorate Griffith del Perú.

Cuando uno de estos es usado por una de las partes para hacer sus ensayes, será excluido como dirimente.

Cuando el resultado del ensaye se encuentra entre los resultados, se tomará como definitivo el promedio de dicho resultado con el de la parte que más se acerque a este.

Si el resultado del dirimente se halla fuera de los análisis canjeados, se tomará como definitivo el de la parte más próxima.

Si se obtiene el resultado como el promedio exacto de ambas partes, se tomará como definitivo el determinado por el dirimente.

Los análisis dirimientes serán pagados por la parte que menos se le aproxime y se compartirá el costo cuando sea el promedio exacto.

CANCHA DE MINERAL Y TOLVA DE GRUESOS





Toma de muestras



Faja transportadora N° 2



Trituradora cónica



Alimentador Oruga, grizzly estacionario
y chancadora de Quijadas



Zaranda vibratoria



Faja transportadora



Molinos de barras



Molinos de bolas, clasificador helicoidal y molino de barras



Circuito de molienda



Rebose (over flow) de clasificador



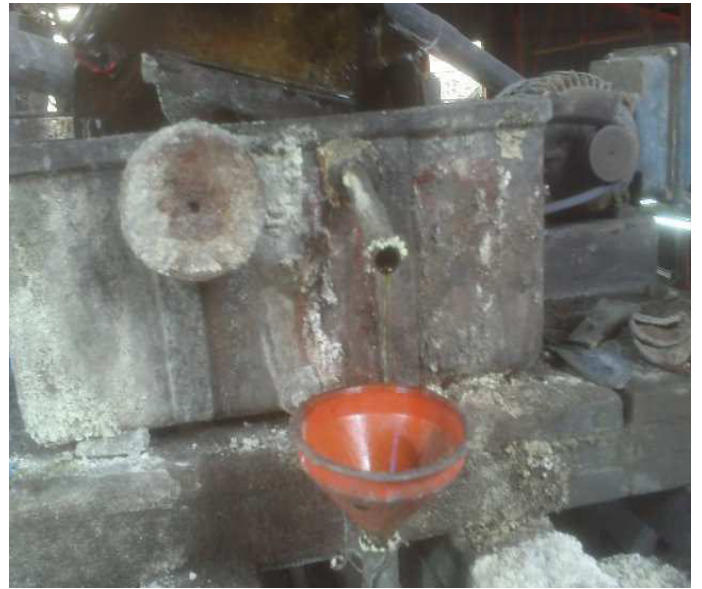
Dosificadores de reactivos



Faja de alimentación a circuito de molienda



Dosificador de cal



Dosificador de xantatos



Celdas de flotación de plomo



Celda de flotación de plomo



Espuma de concentrados de zinc



Circuitos de flotación plomo y zinc



Análisis gravimétrico (plateo)



Circuitos de flotación de zinc



Filtro de discos



Espesador



Concentrados de zinc



Concentrados de zinc



Concentrado de plomo



Concentrado de plomo



Cocha de concentrados de plomo

RELAVERA Y SISTEMA WETLAND (HUMEDALES ARTIFICIALES)





Tanque de agua industrial recirculada



Sistema de bombeo de agua recirculada



Reservorio de agua fresca de reposición y tanque de agua industrial



Sistema de captación y drenaje de aguas de relaves y bombeo de agua recirculada a planta concentradora